

## **EVALUACIÓN DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN DE LA MINA EL ROBLE**

**DANIEL RICARDO CASTILLO ARANGUREN**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA  
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS  
SECCIONAL SOGAMOSO  
2017**

## **EVALUACIÓN DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN DE LA MINA EL ROBLE**

**DANIEL RICARDO CASTILLO ARANGUREN**  
**Cód.20101130**

**Trabajo de grado modalidad práctica empresarial presentada como requisito  
para optar al título:  
INGENIERO DE MINAS**

**DIRECTOR**  
**ELKIN DAVID PALACIOS**  
**Ingeniero de Minas**

**DIRECTOR POR PARTE DE LA EMPRESA**  
**LUIS ANGEL TORAZO ARCOS**  
**Ingeniero de Minas**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA**  
**ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**SECCIONAL SOGAMOSO**  
**2017**

NOTA DE ACEPTACION

---

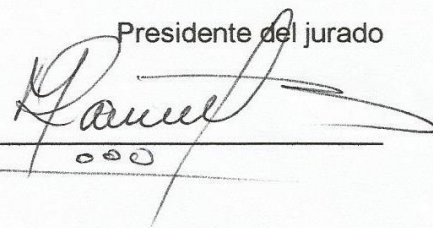
---

---

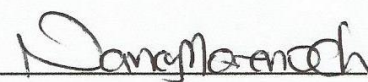
---

---

Presidente del jurado

  
\_\_\_\_\_

Firma jurado 1

  
\_\_\_\_\_

Firma jurado 2

  
\_\_\_\_\_

Sogamoso, Marzo 13 de 2017

## CONTENIDO

	pág.
INTRODUCCIÓN	13
OBJETIVOS	14
OBJETIVO GENERAL	14
OBJETIVOS ESPECÍFICOS	14
1. GENERALIDADES	15
1.1. LOCALIZACION Y VIAS DE ACCESO	15
1.2. HIDROLOGÍA, CLIMATOLOGÍA Y FISIOGRAFIA	16
1.3. HISTORIA	16
1.4. DESCRIPCION DE LA EMPRESA	18
1.5. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO EL ROBLE	19
2. GEOLOGIA	22
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	22
2.2. GEOLOGÍA LOCAL	24
2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	25
2.4. MINERALIZACIÓN	25
3. CONDICIONES ACTUALES DE OPERACIÓN	28
3.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	28
3.2. LABORES	32
3.2.1.Labores de desarrollo	32
3.3. Labores de preparación	33
3.3.1.Labores de explotación	33
3.4. INFRAESTRUCTURA	33
3.4.1.Mano de obra.	34
3.4.2.Maquinaria y Equipo	34
3.4.3.Cargue y transporte	35
3.4.4.Servicios a la Mina	35
3.4.5.Planta de beneficio y procesamiento	37

3.5. PERFORACIÓN Y VOLADURA	39
3.6. SOSTENIMIENTO	42
3.7. RELLENO	46
4. VENTILACIÓN	48
4.1. DESCRIPCION DE LAS LABORES DE VENTILACION	49
4.1.1.Región superior	49
4.1.2.Región inferior	51
4.2. CIRCUITO DE VENTILACION ACTUAL	52
4.2.1.Ventiladores	53
4.2.2.Equipos de medición	54
4.2.3.Proceso de medición	56
4.2.4.Aforos	56
4.2.5.Temperatura	57
4.2.6.Gases presentes en la mina	58
4.2.7.Caudal	59
4.2.8.Requerimiento caudal	60
4.2.9.Caída de presión o pérdidas	64
4.2.10.Resistencia al movimiento del aire	65
4.2.11.Coeficiente de fricción	65
4.2.11. Peso específico del aire	65
4.2.11. Cálculo de resistencias	65
4.2.14.Resistencia de chimeneas	67
4.2.15.Resistencia de galerías	69
4.2.16.Resistencia de ventanas	70
4.2.17.Resistencia de niveles.	71
4.2.18.Resistencia de Rampa negativa	72
4.2.19.Resistencia Crucero 1880	72
4.2.20.Resistencia Nivel 2000	73
4.2.21.Resistencia Nivel 2100.	73
4.2.22.Resistencia equivalente de la mina	73

4.2.23.Curva característica de la mina	85
4.2.24.Modelamiento circuito actual - Software Ventsim.	86
4.3. DIAGNÓSTICO DE LAS FALLAS E INCONVENIENTES EN EL SISTEMA DE VENTILACION	89
4.3.1.Cobertura actual.	91
4.4. CIRCUITO DE VENTILACIÓN PROPUESTO	91
4.4.1.Ventilador SPENDRUP	92
4.4.2.Nueva Bocamina NV 2000	93
4.4.3.Cobertura propuesta	94
4.4.4.Modelamiento circuito propuesto - Software Ventsim	94
5. EVALUACIÓN ECONÓMICA	96
5.1. INVERSION	96
5.2. VIABILIDAD PROPUESTA DE VENTILACIÓN	96
5.2.1.Costo consumo energético	97
5.2.2.Costo paradas operativas en mina	97
CONCLUSIONES	99
RECOMENDACIONES	101
BIBLIOGRAFIA	103
ANEXOS	105

## LISTA DE TABLAS

	pág.
Tabla 1. Lista de Concesiones –Proyecto El roble	21
Tabla 2. Cuadro principal diseño de malla de perforación y voladura.	40
Tabla 3. Antecedentes generales del disparo	41
Tabla 4. Detalles de explosivo por barreno	41
Tabla 5. Ventiladores mina El roble – 2016	53
Tabla 6. Equipos de medición y su descripción para los diferentes datos de ventilación	54
Tabla 7. Resumen equipos de medición utilizados en la mina el roble	55
Tabla 8. Resumen Aforos mina el Roble.	56
Tabla 9. Tiempos de permanencia del personal en los frentes de trabajo conforme a la temperatura °C	57
Tabla 10. Medición de temperatura y humedad en los diferentes sitios de aforo.	57
Tabla 11. Los Valores Límites Permisibles (VLP) en la atmósfera de cualquier labor subterránea para gases contaminantes.	58
Tabla 12. Requerimiento de aire según personal	60
Tabla 13. Requerimiento de aire según equipos Diesel	61
Tabla 14. Requerimiento de aire según explosivos	63
Tabla 15. Requerimiento de aire total	64
Tabla 16. Resistencia de Galerías	70
Tabla 17. Resistencia de Ventanas	71
Tabla 18. Resistencia de Niveles	72
Tabla 19. Resistencia Rampa negativa	85
Tabla 20. Resumen Cobertura Actual	91
Tabla 21. Resumen Cobertura propuesta	94
Tabla 22. Resumen Ventilador Spendrup 200.000 cfm	96
Tabla 23. Tabla resumen costo consumo actual y propuesto ventilación extractora mina el Roble	96
Tabla 24. Resumen costo parada día	97
Tabla 25. Resumen proyección costo parada	97

## LISTA DE FIGURAS

	pág.
Figura 1. Mapa de localización del Proyecto El Roble, Colombia. La mina El Roble y el área del Proyecto se muestran con el punto rojo grande, puntos rojos más pequeños son otros proyectos de exploración significativos en Colombia.	16
Figura 2. Logos de las empresas Kennecott Utah Copper y Nittetsu Mining.	17
Figura 3. Atico Mining Corporation	18
Figura 4. Área de Exploración Proyecto el Roble.	20
Figura 5. Mapa geológico de las exploraciones en el Proyecto el Roble.	23
Figura 6. Mapa geológico para la mina El Roble.	24
Figura 7. Testigo de Perforación Mina el Roble.	26
Figura 8. Ejemplo de un sulfuro Masivo-Cuerpo Zeus.	26
Figura 9. Vista Perspectiva de los lentes masivos de sulfuro en la Mina el Roble.	27
Figura 10. Vista en Planta Nivel 1776	29
Figura 11. Desarrollo de un nivel	31
Figura 12. Malla diseñada de una galería en el nivel primario 1776	40
Figura 13. Diferentes cordones detonantes utilizados en la labor de voladura en la mina El Roble.	42
Figura 14. Esquema de circuito de ventilación mina El Roble Actual	52
Figura 15. Ventilador Axial de 15HP y 20.000cfm, marca El Tigre.	53
Figura 16. Detector Multigas Altair 5X, personal del área de seguridad y salud en el trabajo realizando medición y datos para evidenciar en los tableros de concentración de gases.	55
Figura 17. Esquema circuito de ventilación actual	74
Figura 18. Esquema (RP.Neg, NV 1776, Chimenea 25m) en serie.	74
Figura 19. Esquema (NV 1792 y RP AUX) en serie.	75
Figura 20. Esquema (RP'1776 y RP' AUX) en paralelo.	75
Figura 21. Esquema (RP.Neg, R'1792 y Chimenea 25m), en serie.	76
Figura 22. Esquema (R'' 1792 y NV 1797) en paralelo.	76
Figura 23. Esquema (RP.Neg, R'1797, Chimenea 25m).en serie.	77
Figura 24. Esquema (R'' 1797 y NV 1823) en paralelo.	77
Figura 25. Esquema (RP.Neg, R'1823, Chimenea 25m) en serie.	78
Figura 26. Esquema (R'' 1823 y NV 1832) en paralelo.	78
Figura 27. Esquema (NV 1832 y NV 1847) en estrella.	79
Figura 28. Esquema resistencias resultantes tipo estrella.	80
Figura 29. Esquema resistencias reducidas.	84
Figura 30. Esquema resistencias reducidas resultantes.	81
Figura 31. Esquema (RP Neg, R'1847, Chimenea 25m) en serie.	81
Figura 32. Esquema (R'' 1847 y NV 1860) en serie.	82
Figura 33. Esquema R'1860 t y Chimenea Alimak 1 en paralelo	82
Figura 34. Esquema (NV 1800, Rp Neg) en serie.	83
Figura 35. Esquema (R'1800 y R' Alimak) en serie.	83



Figura 36. Esquema (R''Alimak y NV 2000) en paralelo.	84
Figura 37. Esquema (R'2000 y NV 2100) en paralelo.	84
Figura 38. Curva de la mina el Roble (in.w.g VS kcfm)	86
Figura 39. Vista 1 .Modelamiento del circuito de ventilación actual	87
Figura 40. Vista 2 .Modelamiento del circuito de ventilación actual	87
Figura 41. Vista 3 .Modelamiento del circuito de ventilación actual	88
Figura 42. Esquema corto circuito NV 1880	89
Figura 43. Esquema corto circuito NV 1860	90
Figura 44. Esquema de circuito de ventilación mina El Roble propuesto	92
Figura 45. Curva de la mina el Roble (in.w.g V.S kcfm)	93
Figura 46. Vista 1 .Modelamiento del circuito de ventilación propuesto	94
Figura 47. Vista 2 .Modelamiento del circuito de ventilación propuesto	95

## LISTA DE IMAGENES

	pág.
Imagen 1. Panorama general de la mina de El Roble.	19
Imagen 2. Panorama de la infraestructura de la mina de El Roble.	34
Imagen 3. Subestación eléctrica 1880	36
Imagen 4. Casa de compresores nivel 1880	37
Imagen 5. Planta de Procesamiento Mina El Roble.	38
Imagen 6. Vista Bocamina El Roble Nivel 2100.	49
Imagen 7. Vista Bocamina El Roble Nivel 2000.	50
Imagen 8. Vista Bocamina El Roble Túnel 1880	51
Imagen 9. Mangas de Ventilación en mal estado.	90
Imagen 10. Bocamina nueva nivel 2000 junto con bocamina antigua nivel 2000	93

## **LISTA DE ANEXOS**

- ANEXO A.** Tablas descripción maquinaria y equipos mina El Roble
- ANEXO B.** Tablas Geo mecánicas- labores mineras temporales (2m A 4m De Alto)
- ANEXO C.** Tablas Geo mecánicas- labores mineras temporales (4m A 6m De Alto)
- ANEXO D.** Aforos de ventilación mes agosto
- ANEXO E.** Aforos de ventilación mes septiembre
- ANEXO F.** Aforos de ventilación mes octubre
- ANEXO G.** Promedio de horas de desplazamiento entre niveles para los equipos- Jumbo 3-21 y Jumbo 3-11
- ANEXO H.** Promedio de horas trabajadas para Scoop 307-S106- Scoop 307-S107 y Scoop 410-S105
- ANEXO I.** Promedio de horas trabajadas para Dumper 01 y Dumper 02
- ANEXO J.** Requerimiento de aire total de la maquinaria y equipos mina El Roble
- ANEXO K.** Cobertura de aire actual mina el Roble
- ANEXO L.** Cobertura de aire propuesta mina el Roble
- ANEXO M.** Fancurve 200-080-1200-A-2-D
- ANEXO N.** Costo consumo de ventilación total Actual mina El Roble
- ANEXO O.** Costo consumo de ventilación Principal Extractora Actual Mina El Roble
- ANEXO P.** Costo consumo de ventilación Principal Extractora Propuesta Mina El Roble
- ANEXO Q.** Costo producción, nómina y equipos alquilados Mina El Roble
- ANEXO R.** Planos
  - PLANO 1.** NIVEL 2000
  - PLANO 2.** NIVEL 1847
  - PLANO 3.** NIVEL 1832
  - PLANO 4.** NIVEL 1823
  - PLANO 5.** NIVEL 1797
  - PLANO 6.** NIVEL 1792
  - PLANO 7.** NIVEL 1776
  - PLANO 8.** ISOMETRICO DE VENTILACIÓN ACTUAL
  - PLANO 9.** ISOMÉTRICO DE VENTILACIÓN PROPUESTO

## RESUMEN

Se realiza una contextualización del proyecto minero El Roble en Carmen de Atrato – Chocó de la empresa Atico Mining Co, que incluye una geo- referenciación, tipo de explotación y características especiales de la misma, hasta llegar a la revisión del sistema de ventilación, conociendo el circuito que tiene la mina y realizando las mediciones y cálculos de caudales actuales de acuerdo con la explotación. Además se determinan los requerimientos de aire, los problemas de temperatura y contaminación por gases posteriores a los trabajos de voladuras, cargue y transporte de material. Se establece así mismo las necesidades que permitan mejorar las condiciones de trabajo que se ve afectada por constantes paradas de un sistema ineficiente de ventilación, las cuales se dan por fallas y/o errores que de alguna manera en la solución generan no gasto sino inversión y proporcionan una mejoría evidente en la producción para la compañía y dan cumplimiento a los requerimientos legales y la normatividad vigente Colombiana.

## INTRODUCCIÓN

La actividad que se realiza en un proyecto minero requiere condiciones mínimas en su operación, una de la más importante para asegurar la producción en la explotación de mineral en las minas subterráneas es el mantenimiento de una ventilación adecuada, garantizando que se mantenga una atmósfera a una composición, temperatura y a un grado de humedad compatible con la seguridad y el rendimiento del personal, buscando asegurar la salud de los trabajadores, diluyendo los gases nocivos de la mina y disminuyendo la temperatura en los niveles más profundos. Es una condición de gran importancia, el cálculo de requerimientos de ventilación, debe ser realizado con base en criterios de aplicación específica a cada una de las operaciones unitarias de la mina, como de servicios de apoyo a la producción.

Igualmente, la ventilación en minas y túneles subterráneos es necesaria para asegurar un contenido mínimo de oxígeno en la atmósfera permitiendo no solo la respiración de las personas que trabajan en su interior si no también el funcionamiento de sus equipos, ya que en ella se desprenden diferentes tipos de gases según el tipo de roca y la maquinaria utilizada. La ventilación subterránea consiste en hacer circular por el interior de la mina el aire necesario para asegurar una atmósfera respirable y segura, mediante el uso de ventiladores.

También se puede encontrar minas y túneles en construcción donde, existiendo una adecuada entrada y salida de aire, forzada por medio de ventiladores, en su interior el aire no es aprovechado adecuadamente, perdiéndose la energía consumida y la posibilidad de mantener buenas condiciones ambientales, las cuales son necesarias para la protección de quienes trabajan en ellas y también de los equipos que se utilizan. La causas normales de un estado de no calidad se deben a un mal diseño del sistema de ventilación, una mala distribución del aire o a una regulación de los circuitos mal efectuada.

## **OBJETIVOS**

### **OBJETIVO GENERAL**

Realizar la evaluación de las condiciones actuales de la ventilación en la mina El Roble.

### **OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

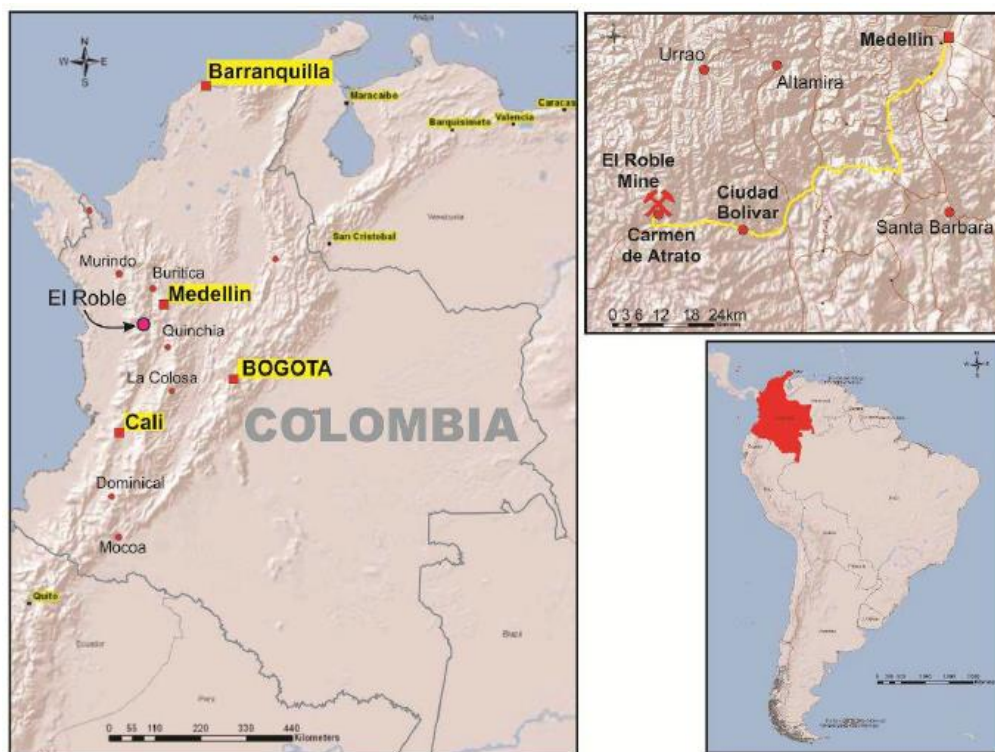
- Conocer las condiciones de operación del actual sistema de ventilación.
- Identificar los posibles inconvenientes de la ventilación en la operación minera de la mina el Roble, mediante trabajo de campo y modelamiento por medio del software Ventsim.
- Proponer alternativas de mejoramiento al sistema de ventilación.
- Realizar el análisis de costos con relación al actual sistema de ventilación y al propuesto.
- Generar las recomendaciones pertinentes que permitan el mejoramiento del actual sistema de ventilación.

## 1. GENERALIDADES

### 1.1. LOCALIZACION Y VIAS DE ACCESO

El Proyecto El Roble se ubica dentro del Departamento del Chocó, cerca de la frontera con el Departamento de Antioquia - Colombia (ver Figura 1), más específicamente en la vereda el Roble. El acceso al sitio del proyecto es a través de la autopista pavimentada al suroeste de la ciudad de Medellín a la ciudad de Quibdó, y desviándose de ella 9 kilómetros en el sitio conocido como "El Siete" por la vía que se construye hacia la población de Urrao (Antioquia) se llega a la población del Carmen de Atrato, luego al norte aproximadamente tres kilómetros través de una carretera de grava mejorada para las operaciones de la mina.

**Figura 1.** Mapa de localización del Proyecto El Roble, Colombia. La mina El Roble y el área del Proyecto se muestran con el punto rojo grande, puntos rojos más pequeños son otros proyectos de exploración significativos en Colombia.



**Fuente.** LECHNER J. Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia. Vancouver.2015. p. 10.

## **1.2. HIDROLOGÍA, CLIMATOLOGÍA Y FISIOGRAFIA**

La región está drenada por el Río Atrato que en esta parte recorre la zona de norte a sur, atravesando un área con una topografía bastante abrupta, las elevaciones allí se encuentran entre 1.600 y 2.700 m.s.n.m. con pendientes hasta de 45 grados. El clima en el área general del proyecto es tropical, con estaciones bien definidas, secas y húmedas, en las que las temperaturas relativamente constantes oscilan entre 18 ° C y 28 ° C diariamente, con poca variación a lo largo del año. La vegetación alrededor del sitio del proyecto consiste en laderas de colinas boscosas y tierras bajas cultivadas. Una densa flora tropical virgen aún se encuentra cubriendo un alto porcentaje en las partes altas, hacia las vegas del río hay más aberturas y tiene cultivos principalmente de pastos.<sup>1</sup>

Durante la temporada de lluvias las tormentas pueden causar deslizamientos menores en las carreteras que conducen desde la Carretera Nacional 60 hasta la localidad de Carmen del Atrato. Si bien estos eventos esporádicos pueden dar lugar a efectos temporales en el transporte de suministros a las operaciones de la mina y el transporte de concentrados de metal a los puntos de transferencia del transporte, las operaciones diarias de la mina y las actividades de exploración no se ven obstaculizadas por el clima.

## **1.3. HISTORIA**

El proyecto El Roble consiste en concesiones minerales que totalizan aproximadamente 6.779 hectáreas de las cuales una mina subterránea y una planta de procesamiento actualmente operada por MINER. Esta produce oro y cobre de un depósito volcánico de sulfuro masivo (VMS). El 22 de noviembre de 2013, Atico adquirió el 90% de MINER y sus activos, que incluyen las concesiones mineras de El Roble, las licencias de exploración, la mina subterránea El Roble, la planta de procesamiento y las instalaciones auxiliares. Los dueños del 10% restante son privados. Si bien la minería y el procesamiento continuaron ininterrumpidamente desde la adquisición de MINER por Atico y sus activos, es importante señalar que MINER aún no ha completado una estimación de reserva mineral para el yacimiento El Roble.<sup>2</sup>

La mineralización de cobre en el área del proyecto El Roble se descubrió por primera vez a principios de los años 70 en el depósito de Santa Anita, ubicado a seis kilómetros al sur de la operación actual de la mina El Roble y dentro de la concesión minera MINER. Según se informa, una pequeña cantidad de cobre se

---

<sup>1</sup> ALCALDIA DEL CARMEN DE ATRATO CHOCÓ. Nuestro municipio [en línea] <[http://www.elcarmendeatrato-choco.gov.co/informacion\\_general.shtml](http://www.elcarmendeatrato-choco.gov.co/informacion_general.shtml)> [citado el 23 de Noviembre de 2016]

<sup>2</sup> LECHNER J.Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia. Vancouver.2015. p. 9



produjo bajo tierra en Santa Anita a partir de la mineralización de vetas y existencias. Durante este mismo tiempo, se encontraron rocas erosionadas de mineralización masiva de sulfuros por debajo del sitio actual de la mina El Roble. La primera empresa en desarrollar y explotar el yacimiento El Roble fue Minas El Roble, incorporada en 1972, a una tasa minera de 30 toneladas por día.<sup>3</sup>

En 1982, Minas El Roble entró en la primera de tres empresas conjuntas que comenzaron con Kennecott Copper Company (Kennecott). Ésta compañía completó la cartografía de superficie y el muestreo, una encuesta geofísica magnética terrestre, y perforó 22 hoyos de diamante con un total de 2.190 metros (con un promedio de apenas 100 metros de profundidad) que identificaron un mineral preliminar que era demasiado pequeño para los requerimientos de tamaño de proyecto de esa compañía. Después de la partida de Kennecott, en 1986 se formó una asociación entre Minas El Roble y Nittetsu Mining Company Ltd (Nittetsu) de Japón. Nittetsu amplió el área de mapas de superficie y muestreo, llevó a cabo estudios de polarización inducida (IP) y resistividad geofísica, que identificó y delimitó las zonas mineralizadas principales y secundarias. En 1987, la compañía (Itoh) de Japón se unieron a la sociedad Nittetsu / Minas El Roble y se inició la construcción de una planta de procesamiento de 96.000 toneladas por año. Nittetsu siguió siendo el operador del proyecto, completando 66 perforaciones adicionales, por un total de 7 731 metros (promediando sólo 117 metros de profundidad), lo que dio como resultado una "reserva" de aproximadamente 1,2 millones de toneladas con un promedio de 4,83% de cobre y 3,23 g / 12,4 g / t de plata.<sup>4</sup>

**Figura 2.** Logos de las empresas Kennecott Utah Copper y Nittetsu Mining.



**Fuente.** Google Imágenes

En 1990 se completó la planta de procesamiento existente y se perforaron otros 20 agujeros de núcleo de diamante de la superficie. Nittetsu e Itoh se retiraron de la empresa conjunta y abandonaron Colombia en 1997, por razones de seguridad, tras lo cual el nombre de la empresa se cambió a Minera El Roble S.A. (MINER), el actual operador de la mina. Desde la salida de los socios japoneses en 1997, la mina El Roble ha sido operada por MINER, produciendo concentrados de cobre y oro y se continuando expandiendo. La producción de la mina El Roble entre 1990 y 2014 totalizó 1.746.698 toneladas con un promedio de cobre de 2,48% Cu. Aunque

<sup>3</sup> Ibíd.,p. 10

<sup>4</sup> Ibíd.,p. 11

el oro no se recuperó hasta 2004, el nivel de oro minado promedio de 2004 a 2014 fue de 2,41 g / t Au.<sup>5</sup>

#### 1.4. DESCRIPCION DE LA EMPRESA

Atico mining Co, es una empresa con sede en Canadá centrado en el desarrollo y operación de proyectos de cobre y oro en América Latina. Basándose en la amplia experiencia operativa de la gestión y directores en el continente, la estrategia de la empresa es la construcción de un segmento intermedio productor de cobre-oro mediante la adquisición de proyectos en etapa avanzada con potencial para operaciones de alto margen y crecimiento orgánico sostenible.<sup>6</sup> (Ver figura 3)

**Figura 3.** Atico Mining Corporation



**Fuente.** ATICO MINING CORPORATION. Overview [en línea] <<http://aticomining.com/>>

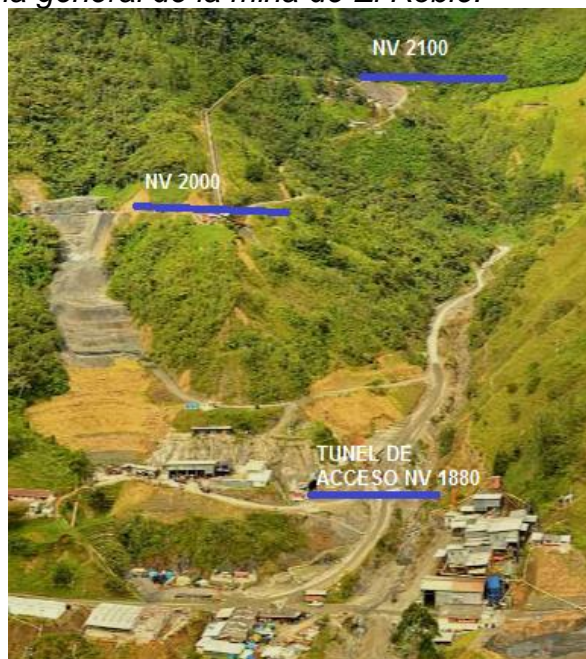
<sup>5</sup> Ibíd.,p. 12

<sup>6</sup> ATICO MINING CORPORATION. Overview [en línea] < <http://aticomining.com/> > [citado el 20 de Noviembre de 2016]

## 1.5. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO EL ROBLE

El proyecto principal del Atico es la mina El Roble, consiste en una mina subterránea que produce mineralización de cobre y oro del depósito de sulfuro masivo volcánico (VMS), esta mina subterránea operativa ha procesado aproximadamente 1,8 millones de toneladas de mineral de cobre y oro en los últimos 22 años. En el año 2012 la empresa pasó a ser propiedad de compañía canadiense, la cual por medio de exploraciones y reestructuración del método de minado ha aumentado la producción hasta 650 t/día para el 2014, y 900 t/día para el año 2016, abriendo un nuevo socavón sobre la cota 1880 msnm donde se encuentran cuerpos mineralizados de pirita y calcopirita con unas leyes de 4.45% Cu y 3.17 g/t, así mismo como se aumentaron los tenores y la extracción de la mina, con esto han aumentado las secciones del túnel y por ende las modificaciones en temas claves como lo son el sostenimiento, perforación, voladura, transporte y ventilación. La mina alimenta una planta de procesamiento in situ que tiene una capacidad actual de 650 toneladas por día y que produce concentrados de sulfuro que contienen cobre y oro<sup>7</sup> (Ver imagen 1).

**Imagen 1.** Panorama general de la mina de El Roble.



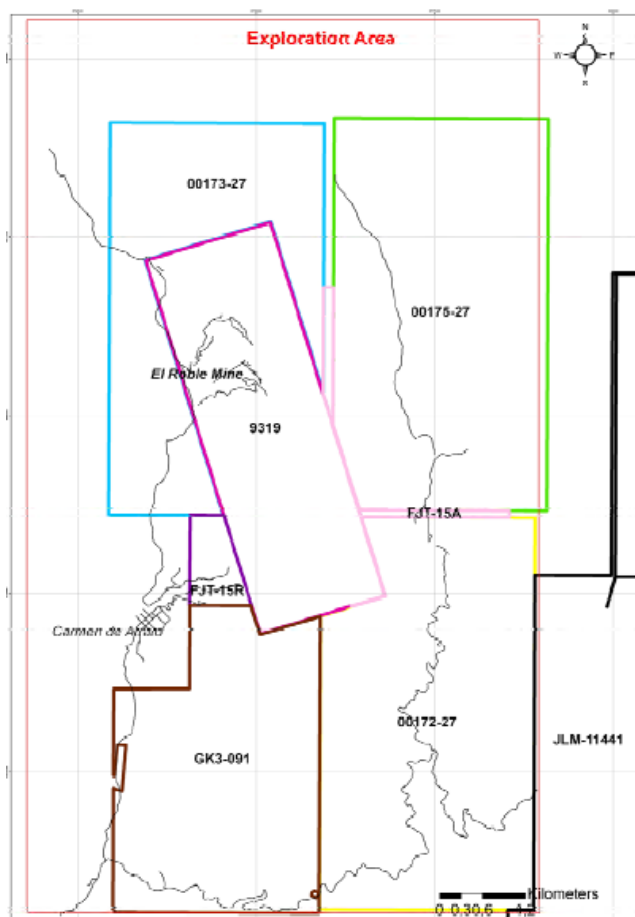
**Fuente.** ATICO MINING CORPORATION. Overview [en línea] < <http://aticomining.com/> >

---

<sup>7</sup> SMITH, Greg. Technical Report on the El Roble Project, Chocó Department, Colombia. Atico Mining Corporation. Vancouver. 2012. p 3.

La minería y la exploración se realizan en ocho concesiones mineras por un total de aproximadamente 6.777 hectáreas, compuestas por cinco contratos válidos de concesión minera y tres licencias de exploración válidas (tres de ellas en proceso de conversión a contratos de concesión minera), (Contratos Nos. 9319, GK3-091, FJT-15A, FJT-15R y JLM-11441) Licencias de exploración (Nº 00172-27, Nº 00173-27 y Nº 00175-27). Las ubicaciones de todas estas concesiones se muestran en la Figura 4. En la tabla 1, se resumen los aspectos pertinentes de todas las concesiones, cuya condición se confirmó por última vez en los consejos legales de MINER<sup>8</sup>.

**Figura 4.** Área de Exploración Proyecto el Roble.



**Fuente:** LECHNER J.Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia.

<sup>8</sup> LECHNER. Op. Cit., p. 27

**Tabla 1. Lista de Concesiones –Proyecto El roble**

Title	Title Holder/Request	Classification	Stage	Area (ha)	Registration Date	Expiration Date
00172-27	Minera El Roble S.A.	Exploration License	Fifth year of exploration	1,555.27	December 24, 2010	December 24, 2014 License in conversion to Mining Contract
00173-27	Minera El Roble S.A.	Exploration License	Fifth year of exploration	952.95	December 23, 2010	December 23, 2012 License in conversion to Mining Contract
00175-27	Minera El Roble S.A.	Exploration License	Third year of exploration	1,627.87	March 11, 2013	March 11, 2018 License in conversion to Mining Contract
9319	Minera El Roble S.A.	Mining Concession Contract Minera	Twenty fourth year of exploitation	999.19	March 20, 1990	June 24, 2017
GK3-091	Minera El Roble S.A.	Mining Concession Contract Minera	Fifth year of exploration	1,085.79	December 17, 2010	December 17, 2040
FJT-15A	Minera El Roble S.A.	Mining Concession Contract Minera	Third year of construction and assembly	49.51	February 11, 2008	February 11, 2038
FJT-15R	Minera El Roble S.A.	Mining Concession Contract Minera	Third year of construction and assembly	84.84	February 11, 2008	February 11, 2038
JLM-11441	Minera El Roble S.A.	Mining Concession Contract Proposal	Third year of exploration	423.28	January 25, 2012	January 25, 2042

**Fuente:** LECHNER J.Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia

MINER posee los derechos de uso de la superficie a 208ha en el área minera inmediata (dentro del contrato de concesión minera No. 9319 y la licencia de exploración 00173-27). Aunque el acceso a la superficie está garantizado por la ley, las actividades reales de exploración requieren negociaciones para la compensación de los propietarios separados.

## 2. GEOLOGIA

### 2.1.GEOLOGÍA REGIONAL

La mina El Roble está ubicada sobre el sector central de la cordillera occidental, en una unidad dominante volcánica que es la formación Barroso y una unidad sedimentaria como lo es la formación Penderisco; junto con rocas intrusivas tonalíticas y delimitada por el río Cauca al oriente y el río San Juan de Atrato al occidente; este yacimiento está formado dentro de una corteza oceánica asociado a procesos volcánicos que se vieron afectadas por el magmatismo tonalítico.<sup>9</sup>

En la figura 5 y 6 se puede observar el mapa geológico de la parte noroccidental de Colombia donde se observan con detalle la formación barroso y la formación Penderisco con el detalle de las rocas intrusivas y metamórficas paleozoicas. La formación Barroso aflora en dos grandes franjas a ambos lados de la cordillera occidental; en medio de estas dos franjas se encuentra una franja de rocas volcánicas de 1 Km de ancho y 12 Km de largo; esta franja aflora en el eje de la cordillera y asociada con la mineralización; el depósito se localiza en el contacto fallado con cherts negros y grises en el margen occidental; estos cherts en el sector de la mineralización afloran a una extensión de 100 m a lado y lado.

La formación barroso ocupa aproximadamente un 15% del área de la cordillera occidental cortando las secuencias anteriores y siendo portadoras de las importantes mineralizaciones de pórfidos cupríferos y también de numerosas vetas auríferas.<sup>10</sup>

Dos unidades litológicas componen el yacimiento de la mina El Roble.

- **Formación Barroso:** unidad volcánica que aflora en ambos costados de la cordillera occidental. Se compone por rocas lávicas y rocas volcánicas clásticas como diabasas, basaltos, tobas, brechas y aglomerados. Dentro de ellas también se incluyen gabros y paquetes de rocas sedimentarias como chert, lutitas y en ocasiones calizas<sup>11</sup>
- **Formación Penderisco:** unidad sedimentaria de 5Km de espesor plegada. La unidad se compone de grauvacas, limolitas, arcillolitas, calizas y vulcanitas

---

<sup>9</sup> ORTIZ B, Franklin. El Roble, un yacimiento de sulfuros masivos volcanogénicos. Universidad Nacional de Colombia. Medellín. p 6.

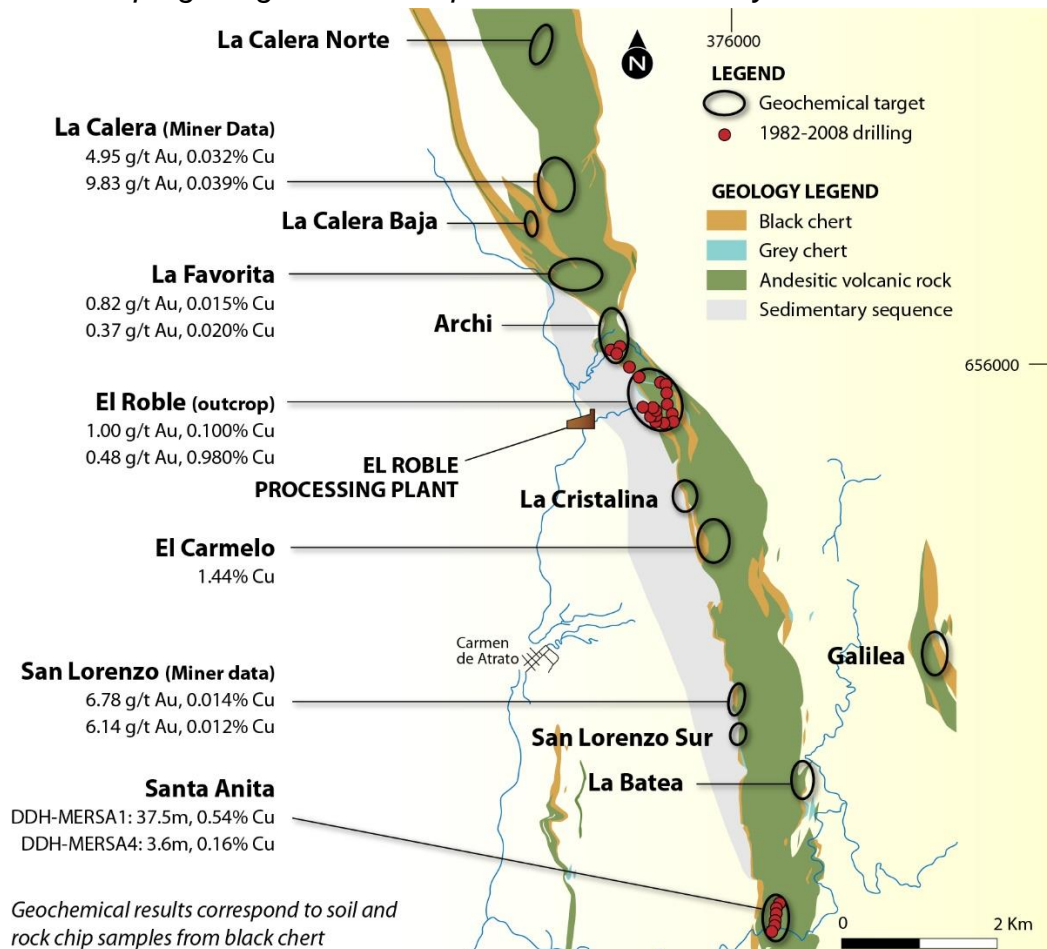
<sup>10</sup> Ibíd.p.7

<sup>11</sup> GUACANEME MORA, Cristian. Petrografía y diagénesis a partir de núcleos de perforación de las rocas sedimentarias de la cuenca san juan, chocó. Trabajo de grado (Geólogo). Universidad de Caldas. Facultad de Ciencias Exactas y Naturales. 2011. p 9.



básicas de fuerte espesor. La unidad se compone principalmente de areniscas ubicadas al piso de la formación, seguido de lutitas que priman hacia el techo<sup>12</sup>

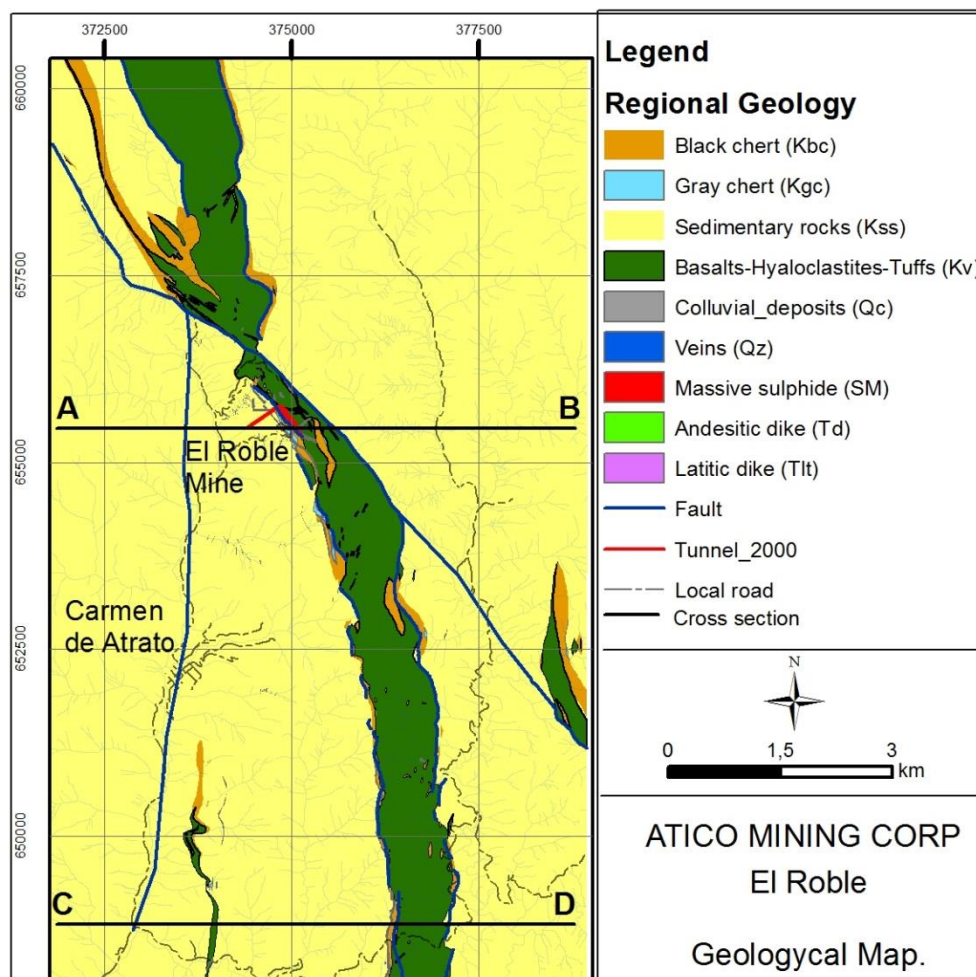
**Figura 5. Mapa geológico de las exploraciones en el Proyecto el Roble.**



**Fuente:** ATICO MINING CORPORATION. Overview [en línea] <  
<http://aticomining.com/>>.

<sup>12</sup> Ibíd.p.10

**Figura 6.** Mapa geológico para la mina El Roble.



**Fuente.** LECHNER J.Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia

## 2.2.GEOLOGÍA LOCAL

El depósito consta de varios cuerpos masivos de forma lenticular e inclinación casi vertical; consta principalmente de sulfuros masivos y una brecha silíceas de bajo tenor; el depósito se considera de origen volcánico, mostrando grandes rasgos de un depósito tipo Chibre<sup>13</sup>.

El Roble es un cuerpo masivo vulcano-génico originalmente bandeado y ubicado en el contacto entre las rocas sedimentarias pelágicas y las rocas volcánicas; Las

<sup>13</sup> ORTIZ, Op. Cit., p. 7



dimensiones actualmente definidas de El Roble describen un depósito de 360 metros a lo largo y de los 550 metros de profundidad por un máximo de 45 metros de espesor. Los trabajos de exploración bajo el nivel 2000 indican la continuidad del VMS y demuestran que el depósito permanece abierto en profundidad, al sur-este y noreste.

- **Cuerpo mineral:** Localmente el yacimiento se denomina un VMS. Son cuerpos lenticulares masivos en dirección N45°W con buzamiento predominante de 70°E enriquecidos en cobre y oro contando además con un longitud promedio de 300 metros <sup>14</sup> El yacimiento se compone de 5 cuerpos minerales los cuales son; Maximus, Maximus Sur, Perseus, Goliat y Zeus. El ultimo mencionado considerado la principal fuente de recursos minables para la empresa y enfoque especial de la producción para el año 2016.
- **Chert:** se presentan en un horizonte carbonoso de 90 metros de espesor cubriendo los cuerpos minerales; todos presentan pliegues isoclinales. La presencia del chert cris es importante puesto que es un indicador de cuerpos minerales; en todos los cuerpos descubiertos se evidencia la presencia del chert cubriendo los cuerpos <sup>15</sup>

## 2.3.GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Las fallas y fracturas en el yacimiento tienen una dirección principalmente N-S en dirección paralela al tren de la cordillera, aunque estructuras N-W son notorias por su forma en S cuando se unen con las N-S; se encuentran grandes, pequeñas fallas y zonas de cizalla dentro y fuera de los cuerpos mineralizados, las de tipo N-W son las que controlan el límite este de los cuerpos mineralizados, se tiene un grupos con direcciones N 30° - 45° E, el cual se creó después de cortar las fallas N-S; las de tipo N-E y S-E son 4 fallas que se encuentran directamente en la zona de cizallamiento del cuerpo, con distancias entre ellas de 50 metros aproximadamente.<sup>16</sup>

## 2.4.MINERALIZACIÓN

La mineralización de VMS es de grano fino con poca estructura interna o bandas, consistente predominantemente en pirita y calcopirita (Ver Figura 7). En la Figura 8 se muestra un ejemplo de calcopirita masiva en contacto con un dique félsico (latito) a partir de un corte transversal impulsado a través de la parte superior del cuerpo de VMS de Zeus. La pirita se presenta como granos euédricos y subédricos que

---

<sup>14</sup> Ibíd.p.10

<sup>15</sup> Ibíd.p.11

<sup>16</sup> LECHNER. Op. Cit., p. 13

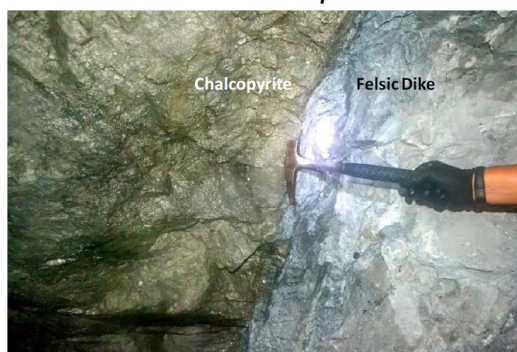
pueden variar de 0,04 a 0,01 milímetros de diámetro. También son comunes las texturas coliformes de pirita y los granos de pirita triturados. La calcopirita, típicamente llena los espacios entre los granos de pirita, junto con la pirrotita menor y esfalerita, No se han identificado otros minerales de sulfuro. El oro ocurre entre 10-a 100 micrones de granos irregulares en los espacios entre los granos de pirita. La plata secundaria también está presente. Los minerales de la ganga incluyen cuarzo y clorita junto con menor calcita, dolomita y menor hematita y magnetita. <sup>17</sup>

**Figura 7.** Testigo de Perforación Mina el Roble.



**Fuente.** LECHNER J. Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia. Vancouver.2015. p. 45.

**Figura 8.** Ejemplo de un sulfuro Masivo-Cuerpo Zeus.

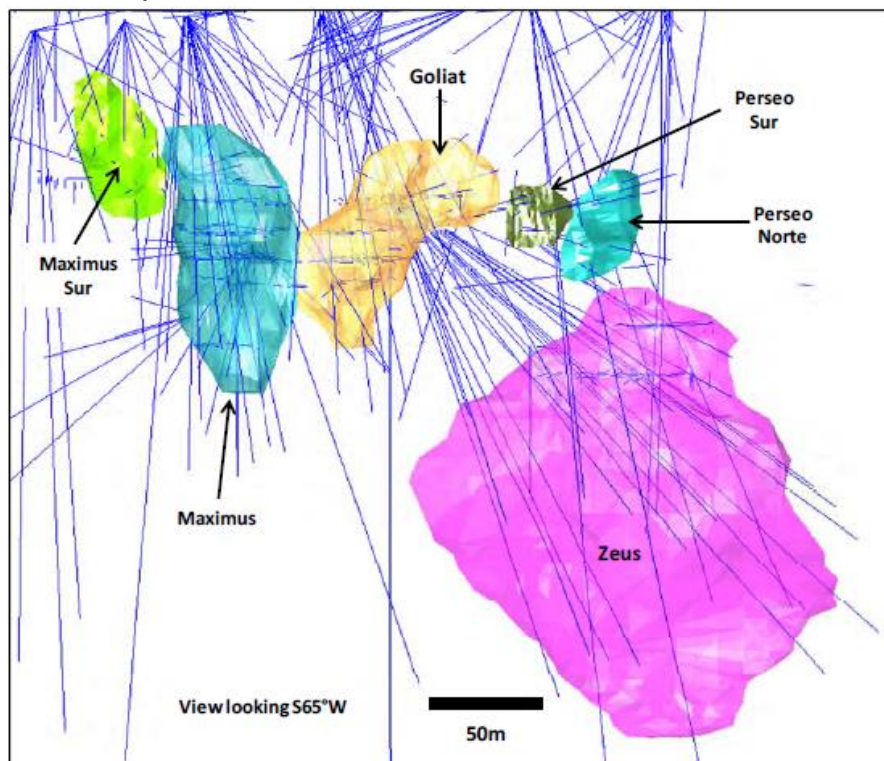


**Fuente.** LECHNER J. Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia. Vancouver.2015. p. 46.

<sup>17</sup> Ibíd.p.14

La perforación de MINER completada hasta la fecha por debajo del nivel de 2000m de la mina El Roble ha identificado una serie de lentes de mineralización VMS que se muestran en la Figura 9. Estas lentes, designadas en orden de tamaño, son Zeus, Maximus, Ares, Goliat, Maximus Sur, Perseo Norte y Perseo Sur, que exhiben una inmersión general de menos 65 ° en sección longitudinal.

**Figura 9.** Vista Perspectiva de los lentes masivos de sulfuro en la Mina el Roble.



**Fuente.** LECHNER J. Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia. Vancouver.2015. p. 47.

### 3. CONDICIONES ACTUALES DE OPERACIÓN

La mina de El Roble continúa a la fecha operando aproximadamente 900 toneladas por día (tres turnos por día, siete días a la semana), utilizando métodos mecanizados de corte y llenado con roca residual o roca cementada, la producción actual está debajo de la cota 1880m.s.n.m.

#### 3.1.MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de explotación propuesto para la mina en el nivel 1880 lo realizó en el 2012 la empresa Agapito, la cual sugirió los diseños y la estructura propia del método únicamente para la mina El Roble, basándose en la disposición de los cuerpos hallados en el plan de exploración y con los parámetros geo mecánicas de la roca caja y del mineral a ser extraído; de esta manera el método de minado que hoy se utiliza en la mina es el de **cámaras y pilares con corte y relleno detrítico cementado con recuperación de pilar**, esté método se divide en dos etapas. En la primera se divide el cuerpo en paneles de 15 m y estos a su vez en tajos de 5 m; se extraen en una primera etapa los paneles impares, se asciende en el minado utilizando relleno detrítico cementado, al llegar a 20 m de altura en la explotación (3 cortes), se retorna al primer piso para extraer los paneles pares que sería la segunda etapa.

#### Características del método

Este método de explotación es aplicado a depósitos metálicos. El cual consiste en arrancar el mineral por franjas horizontales y/o verticales. Una vez extraída una franja se rellena con material estéril o cemento, el cual sirve de piso de trabajo a los mineros y permite sostener las paredes de la cámara, y en algunos casos especiales el techo. La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Buzamiento fuerte, superior a los 40° de inclinación
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada. (15 a 20 m)
- Roca mineralizada de buena calidad

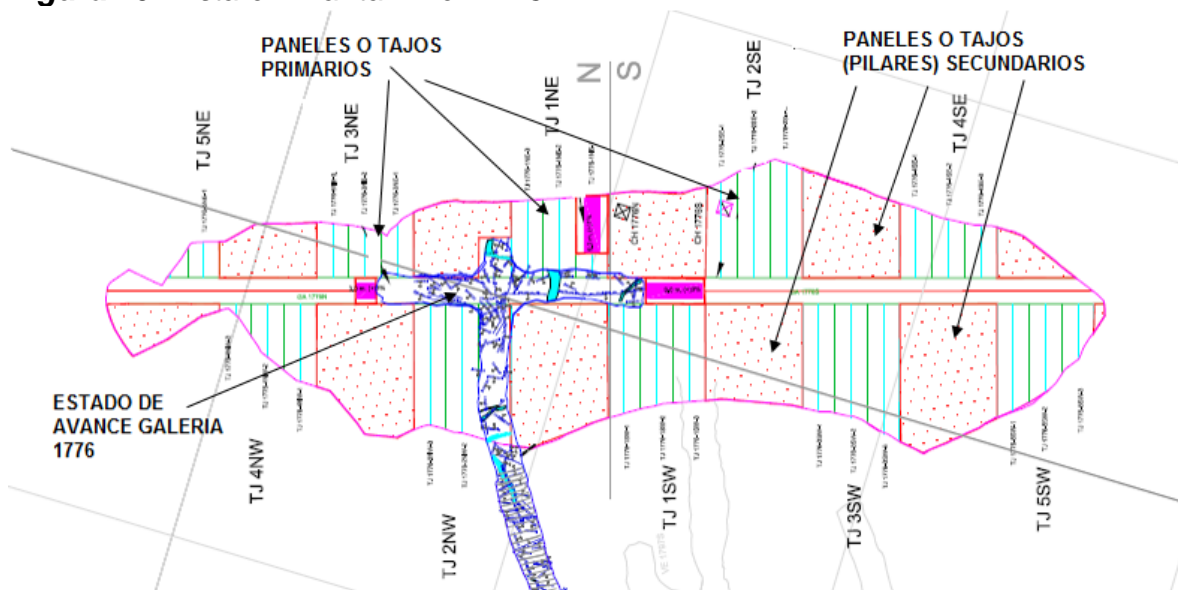
Las principales características del método son:

- Recuperación yacimiento: 80%
- % de dilución: 10%.
- Pilares: 5X5. (Sección de labores: 5X5 m.)
- Voladuras requeridas día: 3.0 promedio.
- Tipo de relleno: Detrítico cementado con 9.5 Mpa.
- Existencia de una losa entre niveles no menor a 20 metros.
- Por nivel solo deben existir a lo máximo 3 cámaras abiertas.

- Cada cámara debe estar opuesta en sus diagonales.
- Explotadas las cámaras se deben rellenar con relleno detrítico cementado para ofrecer la resistencia de 9MPa.
- Se deben dejar pilares alternos opuestos, los cuales se extraerán en la retirada, a los anteriores se les denomina cámaras secundarias.
- Extraídas las cámaras primarias (las inicialmente planteadas para la extracción) se procede a rellenar la galería en su totalidad con RDC.
- El método consiste en la apertura de labores mineras a lo largo del cuerpo con el fin de extraer el mineral en secciones no superiores a los 16 m<sup>2</sup>. (después del relleno de la galería se denomina a la labor tajo y el avance sobre la cara libre que se genera se le llama *breasting*).

El método de explotación para el diferente cuerpo mineral es el de corte y relleno, dependiendo del cuerpo en que se ubique el método tendrá ciertas variaciones. En la figura 10, se puede observar una vista en planta de la división en paneles en uno de los niveles del cuerpo del yacimiento Zeus

**Figura 10. Vista en Planta Nivel 1776**



**Fuente.** Datos de Estudio.

## CUERPO ZEUS

Zeus, el cuerpo mineral que se encuentra en explotación tiene varias características para determinar la forma más segura y productiva para su extracción.

- Zeus tiene una resistencia mecánica aproximadamente 10 veces más que la roca caja del cuerpo (Chert negro grafitoso).



- Los esfuerzos desencadenados con el minado en Zeus no van a ser recibidos por la caja.
- Los esfuerzos estarán enfocados en el mismo cuerpo.
- Debido al enfoque local de estreses y otros esfuerzos, los pilares son imprescindible para mantener estable las obras mineras
- Pilares tendrán que ser masivos para recibir los estreses generados por el minado de los tajos.

### **Implementación del método de explotación**

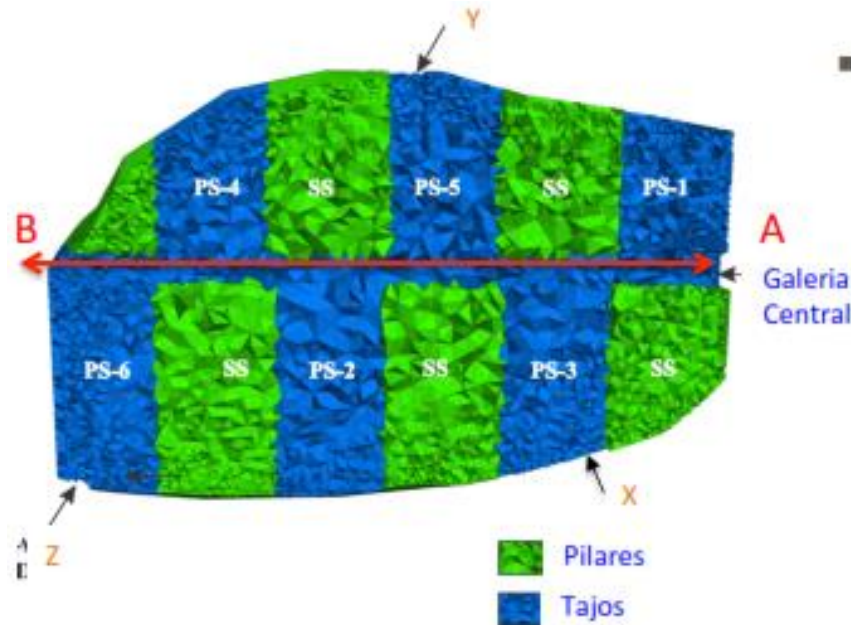
#### Diseño de los tajos en el cuerpo

- Bloques de tajos son aproximadamente 15 m de ancho( corresponden a 15m longitudinales de galería central)
- cada bloque es dividido en dos sub-bloques, tajos y pilares.
- Los tajo están separados en tres frentes, cada uno tiene un ancho de 4 a 5m
- Los oponentes de los tajos son los pilares, cada uno de 15m de ancho.
- Tajos y pilares son alternados en el plano.
- Pilares tienen que ser alineados en sentido horizontal y vertical.

#### Desarrollo de un Nivel- Primer Corte (Ver Figura 11)

- El inicio de la galería coincide con un punto de terminación del eje longitudinal(punto A)
- Galería coincide sobre el eje longitudinal (línea A-B)
- Después de pasar cada bloque de tajos se puede abrir un frente de 5m en cada tajo.
- No se pueden tocar los pilares.
- Se puede abrir un frente en cada tajo sin perjudicar la estabilidad. En el ejemplo frentes X, Y y Z están trabajando, los bloques PS-1, PS-2 y PS-4 están disponibles
- Cuando ya se haya terminado la extracción del nivel, se tiene que rellenar la galería con Relleno Detrítico simple, ya que será el piso de los siguientes cortes o subniveles
- El llenado de los tajos con relleno detrítico cementado no se tiene que realizar hasta el tope de la labor es decir 5m de alto. Se debe dejar un espacio para proporcionar cara libre al segundo corte o subnivel.

**Figura 11. Desarrollo de un nivel**



**Fuente.** Atico mining. 2015

#### Desarrollo de un Sub-Nivel- segundo corte y tercer corte

- El método es similar al desarrollo de un nivel, lo que cambia es el método de perforación y voladura que se denomina *Bresating*, el cual es utilizar la cara libre del corte anterior para generar la extracción del mineral, así se emplean menor cantidad de tiempo en perforación y menor consumo de explosivos.
- Primero establecer y empezar a desarrollar la galería principal sobre la galería principal del corte anterior.
- Segundo abrir tajos según los parámetros mencionados.
- Mantener la misma política de producción-Solo un frente por Tajo abierto en cualquier momento.
- Frentes en varios tajos pueden ser abiertos simultáneamente.
- La galería de los subniveles tiene que rellenarse con Relleno detrítico cementado ya que esta será el techo del primer corte y el piso del tercer corte para lograr extraer los pilares cuando se termine la extracción de los pilares principales.

#### Puntos operativos importantes

- Los frentes deben llegar hasta los contactos con caja(no requiere dejar escudo)
- El tamaño de los frentes nunca debe exceder los 4,5mx4, 5m.
- Pueden bombear relleno detrítico cementado en un frente mientras que se está trabajando otros frentes en otros tajos.
- La galería central debe ser llenada con relleno detrítico cementado después de cada corte (en cortes de subniveles)

## 3.2. LABORES

Una labor minera es cualquier excavación o acceso para explotar un yacimiento. A continuación se presentan las diferentes labores de desarrollo, preparación y explotación que se presentan en la mina El roble. (Ver Anexo R)

### 3.2.1. Labores de desarrollo

- **CAMARAS**

Las cámaras en la mina el roble están desarrolladas sobre mineral o material estéril (chert gris, chert negro) con valores de densidad entre, 2.5 y 2.6 t/m<sup>3</sup>, y entre otras se desarrollan cámaras en la rampa auxiliar la cual lleva el trayecto con un material denominad basalto. Se denominen cámaras ya que se realizan para facilitar el carguío de mineral (CC), cámaras de servicio (CS) y el bombeo del agua de la mina (CB- Cámara de Bombeo). Las secciones de estas labores son aproximadamente 4.5mx4.5m, y entre 8 a 10 metros de longitud.

- **RAMPAS**

Desarrolladas sobre roca o material estéril, son de secciones grandes, considerable pendiente (12% a 16%) a fin de ganar longitud y altura. La rampa une dos o más niveles de diferentes cotas. Requiere primero un proyecto o diseño, luego se ejecuta por voladura. Es una labor permanente, la sección, la pendiente, la gradiente, y el sostenimiento son de gran importancia.

Sus funciones son:

- Labor de accesos de equipos y maquinarias pesadas sobre llantas a interior Mina desde la superficie o entre los niveles.
- Permite la extracción del mineral por medios rápidos y flexibles con equipos de bajo perfil.
- Permite el acceso de personal, materiales, insumos y herramientas.

- **CHIMENEAS**

Las chimeneas en la mina el roble se utilizan principalmente para la ventilación, tubería de RDC y red eléctrica las cuales se comunican de nivel a nivel, fuera o dentro del yacimiento, deben tener una buena estructura de sostenimiento y diseño especial. La mina el roble cuenta con dos tipos de chimeneas

**Chimeneas primarias:** Para el avance de ellas se utiliza el sistema Alimak, es un metodo semi-mecanizado de ascencion de chimeneas que ha tenido éxito para roca dura y chimeneas largas. La mina el roble cuenta con dos chimneas alimak, su seccion es de 3mx3m con longuitud de 137m y su principal funcion es llevar el aire viciado que llega de las chimeneas cortas a la salida de aire a las salidas de ventilacion.



**Chimeneas secundarias:** Su sección es aproximadamente de 2mx2m, las cuales unen los niveles y subniveles, para poder llevar el aire viciado a la salida de ventilación. Además se usan para facilitar el transporte del relleno detrítico cementado con tuberías de 4 pulgadas.

- **NICHOS**

La mina cuenta con dos tipos de labores para los nichos.

**Nichos de seguridad:** Son generalmente de 1.8mx2m y 2m de largo. Su función principal es proporcionar un lugar de seguridad en caso de algún problema en interior mina, además que son un lugar para esperar y dar paso o vía a los diferentes equipos que se encuentran en la mina. Estas labores se encuentran a lo largo de la rampa negativa.

**Nichos para tableros de Jumbo eléctrico:** Son labores pequeñas que funcionan para poder colocar de manera segura el tablero que se necesita el jumbo eléctrico.

### **3.3.Labores de preparación**

- **GALERÍAS**

Esta labor se realiza para dividir el nivel de explotación en la mina el roble. Se realiza en mineral y su longitud depende del nivel el cual se está avanzando. Su sección en promedio es de 4.0 mx4.0 m y debe tener una pendiente del 2% en sentido positivo, para que cuando se esté extrayendo el mineral de los frentes, el agua llegue al centro de la galería y pueda ser bombeada con mayor facilidad.

#### **3.3.1. Labores de explotación**

- **TAJOS**

Son las labores las cuales se extrae el mineral, sin importar el nivel. Cada nivel se divide en dos, de acuerdo a la orientación Norte o Sur y la galería de acceso. Las dos partes se dividen en paneles de tres pilares cada uno, y cada pilar en explotación es llamado Tajo. En su gran mayoría no deben superar los 5mx5m y su densidades aproximada es de 3.5 t/m<sup>3</sup>.

### **3.4.INFRAESTRUCTURA**

Además de las operaciones de minas subterráneas y la planta de procesamiento las instalaciones incluyen edificios para operaciones mineras, taller de mantenimiento, viviendas de personal de proyecto, oficinas administrativas, un laboratorio para análisis de muestras de producción de minas y molinos y para pruebas metalúrgicas, un almacén, un departamento de seguridad y salud en el trabajo, una cafetería y escalas de camiones. Los relaves se almacenan junto a la planta de procesamiento, a lo largo de los bancos del río Atrato y en un embalse

separado situado aguas abajo de la planta de procesamiento. Los residuos acumulados suman más de un millón de toneladas. (Ver imagen 2)

**Imagen 2.** Panorama de la infraestructura de la mina de El Roble.



**Fuente.** Datos de estudio

**3.4.1. Mano de obra:** El personal de producción operacional de la mina el roble es de 303 personas y el personal de producción global es de 342 personas. Los trabajadores operarios cuentan con tres turnos de 8 horas cada uno; TURNO A (7:30am-3:30pm), TURNO B (3:30pm-11:30pm), TURNO C (11:30pm-7:30am). Estos turnos son para la mayoría de trabajadores de la empresa los cuales viven en el Carmen de Atrato o cerca. Para el personal que no vive en el pueblo, realizan turnos de trabajo de 14 días por 7 días de descanso o 20 días por 10 días de descanso, trabajando jornadas de 12 horas cada día (Turno día 7am-7pm - Turno noche 7pm-7am).

**3.4.2. Maquinaria y Equipos:** La mina el Roble cuenta con una flota de 30 equipos que realizan su operación en el interior de la mina, se realizó una descripción de cada equipo con sus características más importantes. (Ver Anexo A).

**3.4.3. Cargue y transporte:** El ciclo empieza con la perforación, y voladura de un tajo de sección 4mx4m, con longitud de perforación en promedio de 3m. Esto da resultado de extracción de aproximadamente de 150 toneladas de mineral. Se utilizan cargadores – Scoop de 4 yd<sup>3</sup> y 6 yd<sup>3</sup> los cuales llevan el material a cámaras de carguío y lo depositan acumulando el material, para después cargarlo a los camiones de bajo perfil (Dumpers) o Volquetas. Estas a su vez llevan el material a tres canchas destinadas para tal fin; Cancha 1 (Material alta ley), Cancha 2 (Material baja ley), Cancha 3 (Material mezcla).

#### **3.4.4. Servicios a la Mina**

- **Red Eléctrica**

La energía eléctrica para las operaciones de El Roble es suministrado una subestación de cinco megavatios operada de acuerdo con un contrato de tres años con ISAGEN, ésta proporciona electricidad para operar la mina y la planta de procesamiento bajo los términos de un contrato existente con MINER. El consumo de energía mensual en las operaciones oscila típicamente de 360kwh a 365kwh.

La mina El Roble cuenta con cuatro subestaciones de energía eléctrica de 13200 voltios cada una, que reparte 440 voltios para los diferentes funcionamientos en el interior de la mina. Se cuenta una subestación en superficie, subestación nivel 1880. (Ver Imagen 4). Esta proporciona energía para tres compresores, taller de mantenimiento, oficinas de operación, costos, planeamiento, y geo mecánica, además del casino, y servicios. Continuando en el nivel principal de la mina el roble, en el túnel de acceso se cuenta con una subestación denominada Subestación Crucero, la cual alimenta la bomba principal de Relleno detrítico cementado (RDC), toda la rampa positiva y sus componentes, el alumbrado en el interior de la mina y la oficina interior mina. La tercera subestación se encuentra en el nivel 1860 aproximadamente la cual proporciona energía a aproximadamente cuatro bombas hidráulicas, que se encuentran en diferentes puntos de la mina hasta el nivel 1820 cada una trabajando a 440 voltios, igualmente reparte abastece de energía a siete ventiladores de 250hp, dos de 15hp, dos de 75 hp, 20 hp, 10hp, que se encuentran a lo largo de la rampa negativa. La última subestación, la cual fue colocada hace poco tiempo alimenta energía para todos los componentes después del nivel 1800, la nueva rampa auxiliar y dos ventiladores de 75hp y 10 hp. Cabe recordar que cada subestación proporciona energía a los diferentes tableros (440 volt) que necesita el Jumbo hidráulico para su funcionamiento.

**Imagen 3.** Subestación eléctrica 1880



**Fuente:** Datos de estudio.

- **Red Bombeo**

La mina el roble cuenta con aproximadamente 21 bombas hidráulicas, de ellas cuatro son estacionarias, las demás se ubican en diferentes frentes de trabajo según su requerimiento para un eficiente bombeo, todas ellas con una tensión energética de 440 voltios, las potencias varían entre 1,5 a 15 hp. No se tiene con exactitud el número de bombas operativas ya que muchas de estas tienen deficiencias y se trasladan frecuentemente al taller de mantenimiento.

**Drenaje:** En todo el nivel principal de la mina el roble se cuenta con una cuneta aproximadamente de 50cmx 50cm, la cual tiene una pendiente de 2% negativa para poder evacuar el agua de la mina en forma natural. Esta agua llega a dos piscinas de sedimentación donde luego es descargada en el Río Atrato.

- **Red de Aire comprimido**

En superficie la mina cuenta con tres compresores para proporcionar aire comprimido en el taller de mantenimiento e interior mina. (Ver Imagen 5). Se lleva aire comprimido en tubería de 4 pulgadas, luego se ramifica a 3 pulgadas o dos pulgadas según requerimiento de equipos en frentes de trabajo.



**Imagen 4.** Casa de compresores nivel 1880



**Fuente.** Datos de estudio.

- **Red de Relleno Detrítico Cementado (RDC)**

De acuerdo a su método de explotación la mina el Roble cuenta con una red de Relleno Detrítico Cementado (RDC) para lograr rellenar las cámaras explotadas, proporcionar seguridad y seguir manteniendo la frecuencia de mineral explotado. Se usa para el transporte redes de tuberías de metal, donde se transporta el relleno por tubería de 4 pulgadas la cual se acopla por diferentes tramos y formas para lograr que el cemento llegue a los tajos para su respectivo proceso de llenado y fraguado.

**3.4.5. Planta de beneficio y procesamiento:** Tiene una capacidad nominal de producción de 650 toneladas por día. Los métodos de procesamiento consisten en trituración convencional, molienda y flotación para producir un concentrado de cobre y oro. La molienda es de 80% pasando 200 mallas para la alimentación de flotación. Cuatro bancos de seis células de flotación generan concentrados que posteriormente se espesan, filtran y almacenan en el sitio para su envío a través del camión de carretera hasta el puerto de la costa del Pacífico de Buenaventura. Los relaves de proceso se depositan en una instalación de embalse situada a lo largo de los bancos del Río Atrato junto a la planta de procesamiento, o en un depósito de relaves separado situado aguas abajo de la planta de procesamiento. Las aguas residuales de proceso se decantan en una serie de estanques y luego se liberan a un pH de 10,2 en el Río Atrato. (Ver Imagen 6)

**Imagen 5.** Planta de Procesamiento Mina El Roble.



**Fuente.** Datos de Estudio.

En 2014, las recuperaciones de proceso promediaron el 91,4% para el cobre, el 66,7% para el oro y el 48,8% para la plata. El grado del concentrado producido por la planta en 2014 promedió 21,2% Cu y 15,3 g / t Au. El único metal de penalidad que excede ocasionalmente los límites máximos es el mercurio.

- **AGUA**

El agua para el proceso se extrae del Río Atrato y posteriormente se descarga en el río cuando las condiciones del balance de agua lo requieren. El agua para las operaciones se extrae de un afluente del Río Atrato y se recoge en un pequeño depósito, del cual se pasa a través de un tubo de 3 pulgadas de diámetro a una distancia de un kilómetro hasta la mina y la planta de procesamiento. Las aguas residuales de proceso se decantan en una serie de estanques y luego se liberan en el Río Atrato.

### **3.5. PERFORACIÓN Y VOLADURA**

En minería, la optimización se lleva a cabo mediante la evaluación y análisis de cada una de las operaciones unitarias necesarias para la extracción del recurso mineral de interés. Una de estas, es la operación de perforación y voladura, la cual es uno de los métodos de arranque de material más utilizado, ya que permite obtener mayor cantidad de material arrancado en un tiempo más cortó. Puede ser empleado en rocas con diferentes propiedades físicas y mecánicas, además ofrece una adecuada fragmentación del material, aspecto que es fundamental para la remoción y transporte de material.

En la mina el Roble, los practicantes de Ingeniería de Minas están encargados de esta área. Se realiza los diseños y controles de las mallas de perforación, además de calcular el carguío de explosivos en cada labor de la mina, ya sea de preparación, desarrollo o explotación teniendo en cuenta puntos claves como lo son la sección de la labor, la longitud perforada, el RQD y RMR de la roca, apoyándose principalmente en las tablas geomecánicas (Ver Anexo B y C) que se tienen particularmente diseñadas para la mina. Esto con el fin de poder monitorear las perforaciones y su respectiva voladura en campo para realizar periódicamente modificaciones en la geometría y cantidad de explosivo a ser utilizado, siempre con el fin de mejorar los resultados post-voladura en lo que se refiere a cuidado del macizo rocoso y ahorro de costos en consumo de explosivos y en sostenimiento propiamente asociado a la voladura.

#### **Mallas de perforación y voladura minera El roble**

El diseño de las mallas de perforación y voladura se realiza semanalmente; las mallas se plantean acorde al plan y teniendo en cuenta las labores de desarrollo, preparación y extracción prioritarias para la semana; allí se estipulan los consumos, avances y geometría de las mallas específicas para cada una de las labores que se requieren. El trazo de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral así como la densidad de la carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros, que son deducidos en base a experiencias de los supervisores y teorías existentes en temas de perforación y voladura. Después de tener el diseño y cálculo de los factores en la perforación voladura y su respectiva malla para cada labor, se realiza una revisión por parte de los superintendentes de geo mecánica, planeamiento y operación con el fin de dar el visto bueno y poder repartir estas mallas a los operarios de las máquinas perforadoras (Perforistas de Jumbo Hidráulico) además de los respectivos explosivitas los cuales son los encargados de realizar el carguío de los explosivos para cada labor planteada diariamente.

A continuación se va a presentar un ejemplo de un diseño de malla de perforación voladura, con sus respectivos factores y diagramas que representa la labor que se llevara a cabo el avance en la semana programada.

La siguiente malla es un diseño para una galería en el nivel primario 1776 en el cuerpo Zeus la cual se avanza en mineral, se denomina GA 1776 N, y como cuadro principal tiene el RMR de la labor según el departamento de geo mecánica, la recomendación de la longitud de perforación y un cuadro resumen de los explosivos utilizados en para la labor específica. (Ver Tabla 2).

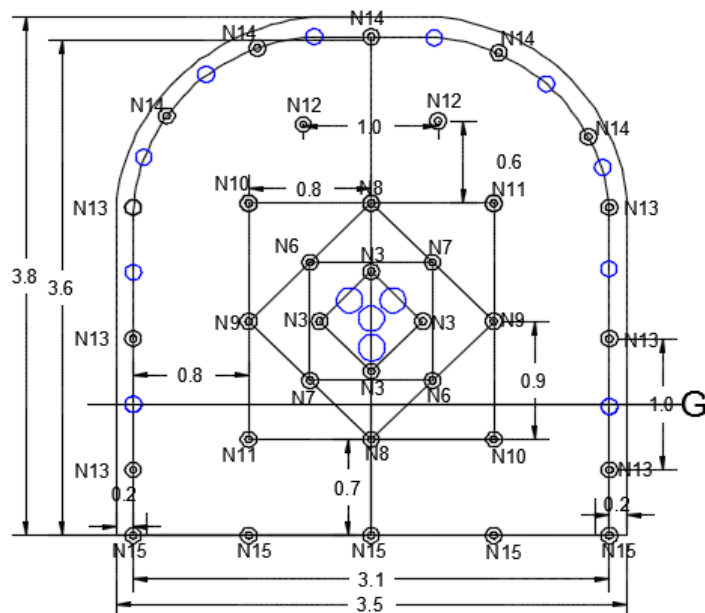
**Tabla 2.** Cuadro principal diseño de malla de perforación y voladura.

SEMANA 41		
RMR: 50	MINERAL	
DENSIDAD	3,5	Ton/m3
LONGITUD DE PERFORACION	3,3	m
RESUMEN CONSUMO EXPLOSIVOS		
EXPLOSIVOS	UNIDADES	CANTIDAD
EMULIND-E 38 MM	UNIDADES	230
INDUGEL AP 26 mm	UNIDADES	-
CORDON 3 g/m	M	15
CORDON 12 g/m	M	

**Fuente** Datos de Estudio

La siguiente figura representa el diseño de la sección de la labor además de las dimensiones dadas en metros, la gradiente, el espaciamiento de los diferentes barrenos, y el número de detonante no eléctrico para cada conjunto de barrenos(N#).

**Figura 12.** Malla diseñada de una galería en el nivel primario 1776



**Fuente** Datos de Estudio



En la siguiente tabla, Se puede observar los cálculos y antecedentes de disparo del diseño de ésta malla, la explicación de la figura anterior, la descripción de cada conjunto de barrenos perforados y/o cargados, además del consumo de explosivos y el factor de carga o potencia para la labor.

**Tabla 3. Antecedentes generales del disparo**

ITEM	UNIDAD	CANTIDAD
AREA SECCION	M2	12,0
DENSIDAD ROCA	TON/M3	3,5
<b>LONGITUD PERFORADA REAL</b>	<b>M</b>	<b>3,3</b>
<b>% AVANCE ESPERADO (1)</b>	<b>%</b>	<b>90%</b>
<b>LONGITUD EXCAVADA</b>	<b>M</b>	<b>3,0</b>
N° TIROS CARGADOS	UNID.	34
Φ TIROS CARGADOS	mm	45
N° TIROS VACIOS CONTORNO	UNID.	10
Φ TIROS VACIOS CONTORNO	mm	45
N° TIROS ALIVIO ARRANQUE	UNID.	4
Φ TIROS ALIVIO ARRANQUE	mm	101
N° TIROS PERFORADOS	UNID.	48
<b>DENSIDAD EMULSION</b>	<b>G/CC</b>	<b>1,20</b>
<b>PERFORACION ESPECIFICA</b>	<b>M / M3</b>	<b>4,0</b>
CONSUMO EXPLOSIVO	KG.EQ.DIN60%	<b>70</b>
<b>FACTOR DE POTENCIA EQ.DIN 60%</b>	<b>KG/TON</b>	<b>0,6</b>

**Fuente** Datos de Estudio

En la siguiente tabla se muestra el detalle de tiros por cada barreno, el número de unidades de explosivo, cordón detonante, detonadores no eléctricos y el consumo total.

**Tabla 4. Detalles de explosivo por barreno**

DETALLE TIROS	NUMERO	CARGA COLUMNA	CARGA COLUMNA	CONTORNO	DETONADORES
	BARRENOS	EMULIND-E 38 MM	EMULIND-E 38 MM	CORDON 3 g/m	EXEL
	UNID.	UNIDADES POR BARRENO	UNIDADES	M	UNIDADES
ARRANQUE	4	9	36		4
AYUDA ARRANQUE	4	8	32		4
CUÑA	4	7	28		4
AYUDANTE CUÑA	4	6	24		4
AYUDANTE CORONA	2	5	10		2
ARRASTRES	5	9	45		5
HASTIALES	6	5	30		6
CORONAS	5	5	25	35	5
ALIVIOS	4		0		
TIROS VACIOS	10				
<b>SUBTOTAL UNIDADES</b>	<b>45</b>		<b>230</b>	<b>35</b>	<b>34</b>
<b>SUBTOTAL KG</b>			78	1	
<b>SUBTOTAL KG EQ. DIN60%</b>			69	1	
<b>TOTAL EQ DIN60%</b>		<b>70</b>			

**Fuente** Datos de Estudio

## Explosivos

La mina el Roble cuenta con dos polvorines, en los cuales se almacenan los explosivos y accesorios de voladura empleados para extraer el mineral. Estos polvorines se encuentran en el túnel de acceso principal y están distanciados aproximadamente 150 metros. El primer polvorín que se encuentra en el lado izquierdo entrando en el túnel 1880, allí se almacena los accesorios de voladura como los detonadores no eléctricos, detonadores eléctricos, mecha de seguridad y fulminantes número 8. El segundo polvorín almacena los agentes de voladura y los cordones detonantes.

En cuanto a la voladura como tal se trabaja con detonadores no eléctricos LP y MS, el Explosivo utilizado en la mina es el Emulind E de 38x250 mm e Indugel Plus de 26x250 mm; cordón detonante de 3g/m; 12 g/m y 38 g/m; mecha de seguridad que generalmente es de 6m de longitud y fulminantes comunes; para el retacado se encartuchan arenas de las presas de relaves, con un diámetro de aproximadamente 38 mm y una longitud de 40 cm. El carguío de explosivos en la mina se realiza de manera manual por medio de mano de obra calificada que se tienen en la operación y cumpliendo los parámetros de seguridad que plantea el respectivo reglamento de Seguridad en labores mineras.

**Figura 13.** Cordones detonantes utilizados en la labor de voladura en la mina El roble.



**Fuente.** Google Imágenes, Indumil Colombia

### 3.6.SOSTENIMIENTO

Mediante el estudio de las condiciones geológicas subterráneas, se pueden establecer los planes a seguir para garantizar la instalación adecuada de las fortificaciones. Existen diferentes tipos de rocas, cada una de las cuales tienen sus propias características y propiedades físicas. Existen también, diferentes situaciones que requieren el uso de fortificación adicional para consolidar los estratos de la roca, afirmar los bloques y prevenir la caída de roca.

En la mina El Roble el departamento de geo mecánica es el encargado de emitir las tablas geo mecánicas (Ver Anexo B y C) con información de calidad de roca con el fin de apoyar a los departamentos de mina y planeamiento con temas claves de sostenimiento para cada una de las labores, empalmando con el plan semanal que emite planeamiento. En estas tablas se describe las labores por tipo, dependiendo de la sección, RQD promedio, el fractura miento de la roca para definir la calidad de la roca y por ende se recomiendan tipos de sostenimientos adecuados para una labor específica; allí también se describe la dureza de la roca, y se recomiendan los avances máximos por disparo, para aumentar factores de seguridad en la operación y disminuir gastos en lo que se refiere a sostenimiento por sobre-excavación.

En la mina El roble se presenta varios tipos de sostenimiento dependiendo de la labor, si es permanente o temporal, y de acuerdo a esto se escoge el mejor tipo de sostenimiento para realizar una fortificación activa o pasiva

**Fortificación Activa** son aquellos elementos o sistemas de soporte que ejercen acción soportante, desde el mismo momento en que son instalados, mediante la aplicación de una carga externa sobre el macizo rocoso. También se definen como activos, aquellos sistemas que modifican el interior del macizo rocoso. Entre estos se emplean en la mina el roble: Pernos Helicoidales, Cables de Acero tensados, Split set entre otros.

**Fortificación Pasiva**, son aquellos elementos o sistemas de soporte que no aplican ninguna carga externa al momento de la instalación y sólo trabajan cuando el macizo rocoso experimenta alguna deformación o cuándo son solicitados estáticamente. Entre estos se encuentran las mallas, Soporte con Marcos Metálicos, Shotcrete, Pernos y cables.

A continuación se presenta un resumen de los diferentes tipos de sostenimiento empleado en la mina el roble.

#### PARA LABORES PERMANENTES (Ventanas-Rampas-Chimeneas)

- *PERNO HELICOIDAL 25mmX2.4m (8ft), PERNO HELICOIDAL 25mmX2.7m (9ft), PERNO HELICOIDAL 25mmX2.4m (13ft)*



Es una barra de acero helicoidal cuya sección transversal es ovalada, con resaltes en forma de un hilo helicoidal izquierdo, que actúa en colaboración con un sistema de fijación formado por una placa de acero perforada y una tuerca de fundición nodular, se inyecta junto con resina epoxica y cemento encartuchado Sembol, las cuales actúan de forma complementaria para reforzar y preservar la resistencia natural del macizo rocoso.

- **MALLA DE ACERO- Electro soldada**



La principal característica de las mallas electro soladas es que son muy flexibles y dependiendo de la configuración de fabricación pueden soportar y absorber una importante cantidad de energía. En general, estas mallas son usadas para el revestimiento de túneles, adicionándoles elementos de fijación al macizo rocoso con y sin uso de Shotcrete. Se usan mallas de cuadro pequeño de 10cm x 10cm

- **SHOTCRETE- Concreto lanzado**



El hormigón proyectado o Shotcrete es un material transportado a través de una manguera, que se lanza neumáticamente, a alta velocidad, contra una superficie. La fuerza con que el hormigón o mortero llega a la superficie, hace que la mezcla se compacte logrando que esta se sostenga a sí misma, sin escurrir, incluso en aplicaciones verticales y sobre la cabeza. Se lanzan por vía seca con capas de 1,2, 3 o 4 pulgadas.

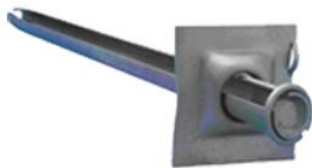
- **MARCOS METALICOS - Perfil H**



Este tipo de sostenimiento se utiliza principalmente bajo condiciones, de alta inestabilidad, donde las presiones son demasiado altas para otro tipo de sostenimiento. Modifican el exterior de la labor y actúa al momento de que el macizo rocoso comienza a sufrir deformaciones o solicitaciones. Se usan marcos metálicos de dos capices y una palanca de 6 pulgadas de perfil, el espaciamiento depende de la condición del macizo rocoso, y muchas veces se topean con Bolsacrest (costales rellenos de arena o arcilla).

## PARA LABORES TEMPORALES (CAMARAS -TAJOS)

- *PERNO SPLIT SET*



Perno de fricción, fabricado en acero de alta resistencia, se instala con percusión y empuje. Consiste en un tubo ligeramente abierto a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ajustado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina.

- *PERNO HYDRA-BOLT (1.7 Y 3M)*



Perno al cual se le inyecta aire y agua por medio de una bomba para ejercer presión sobre él y así cambiar el volumen y la resistencia sobre la roca.

- *SPILLING BAR 2,7m*

Varilla corrugada con extremo rectangular para una mejor instalación, se inyecta resina epoxica y sembol.

- *ENFILAJES*

Varilla corrugada de 1 o ½ pulgada, es un tipo de perno sistemático inyectados con lechada y cemento para mayor adherencia a la roca.

- *AUTOPERFORANTES*

Barras de 4 metros de longitud con una broca de menor calidad que se pierde a la hora de instalar el auto-perforante. Se instalan frecuentemente después de la voladura

- *CABLE BOLT*

Perno sistemático; inyectado con lechada; tensionado con planchuelas.



### 3.7.RELLENO

El relleno se comporta como un soporte, es una necesidad en los tajos o algunas cámaras explotadas. El objetivo es que no afecte a otras áreas de trabajo, evitando el hundimiento y otros efectos tectónicos.

En la mina el roble y de acuerdo a su método de explotación por corte y relleno se emplean dos tipos de relleno:

- **Relleno Detrítico simple o convencional**

Se emplea el relleno simple en para rellenar la galería del primer nivel de explotación, ya que no va a ser el techo de otro subnivel. Una vez se extraía el mineral se procede a rellenar la galería con relleno detrítico simple, compuesto principalmente por gravas de ríos, estéril proveniente de las labores de desarrollo como la rampa y de preparación como las ventanas de acceso al cuerpo mineral. Rellenada la labor se procede a explotar el siguiente Subnivel. La distribución del relleno en el tajo o nivel es muy laborioso, llegándose a consumir hasta un 30% del tiempo del personal del tajo, en muchos casos el piso no es uniforme, como consecuencia existe una pérdida de mineral por dilución.

- **Relleno Detrítico Cementado (RDC)**

Es una mezcla de relave combinado con el agua, arena de buena calidad y cemento Este es transportado por un camión revolvedor o “Mixer” con capacidad aproximada de 8 m<sup>3</sup>. Éste camión llega al final del túnel principal, donde está ubicada la bomba hidráulica SCHWING SP -2000, la cual bombea la pulpa de relleno por tuberías de acero hasta su punto de llenado.

Debido al alto fractura miento que presenta el cuerpo mineral y la resistencia requerida para el laboreo de Zeus (9 MPa) la empresa consultora Agapito diseño la secuencia de minado conforme a los siguientes parámetros.

- Explotadas las cámaras se deben rellenar con relleno detrítico cementado para ofrecer la resistencia de 9MPa.
- Extraídas las cámaras primarias (las inicialmente planteadas para la extracción) se procede a rellenar la galería en su totalidad con RDC.

Ofrece muchas ventajas como:

- El relave como material se halla en forma gratuita.
- Es mucho más eficiente, económico y veloz.
- La adición de cemento en la capa superior reduce la capa del mineral con el relleno.

- Flexibilidad en las técnicas mineras permitiendo transformar el método de baja eficiencia a métodos eficientes.

Se tienen también las siguientes limitantes

- Alta inversión inicial
- Mayor volumen de agua es introducida en la mina, requiriéndose la evaluación de bombeo o por gravedad
- Problemas de tuberías, desgastadas, cambio de válvulas ocasionará paradas de la bomba
- Cuando en el relave exista gran cantidad de pirita se elevara la temperatura y produce anhídrido sulfuroso, pudiéndose provocar inclusive incendios.



## 4. VENTILACIÓN

"Todas las labores mineras subterráneas accesibles al personal y aquellos lugares donde se localice maquinaria, deben estar recorridas de manera permanente por un volumen suficiente de aire, capaz de mantener limpia la atmósfera de trabajo, en condiciones aceptables dentro de los valores límites permisibles. El aire que se introduzca a la labor minera subterránea debe estar exento de gases, humos, vapores o polvos nocivos o inflamables"<sup>18</sup>

La ventilación de minas tiene como objetivo central el suministro de aire fresco para la respiración de las personas y dilución extracción de polvo y gases producto de las operaciones subterráneas de voladura, extracción, carguío y transporte.

En los comienzos de la industria minera se usaba la ventilación natural, la cual consiste básicamente en el movimiento de masas de aire al interior de las minas producto de diferencias de temperaturas entre las labores y la superficie y de la diferencia de altitud entre labores conectadas con superficie, si bien este sistema resulta económico y eficiente, la ventilación natural es un fenómeno de naturaleza inestable y fluctuante, en ninguna instalación subterránea moderna debe utilizarse como un medio único y confiable para ventilar sus operaciones; de esto la necesidad de crear sistemas de ventilación forzada por medio de ventiladores mecánicos de tipo centrífugo o axial que inyectan o extraen aire hacia o desde el interior de las minas<sup>19</sup>. Los sistemas de ventilación forzada modernos generalmente consideran la implementación de:

- Un sistema de ventilación 100% mecanizado
- Instalaciones ventiladores auxiliares más ductos en galerías ciegas y distribución de flujo de aire
- Desarrollo de galerías especiales en los circuitos de ventilación para la distribución de altos caudales de aire con el objetivo de controlar el fenómeno de recirculación y las consecuentes pérdidas de caudal en las zonas a ventilar.

En los últimos treinta años, se han aumentado fuertemente los requerimientos de aire con el objeto de poder diluir y arrastrar fuera de la mina las fuertes concentraciones de gases tóxicos emitidos por los equipos Diesel de alto tonelaje, incorporados de forma masiva a las operaciones subterráneas involucrados en los diversos métodos de explotación utilizados, lo que aumenta la necesidad de crear sistemas más eficientes, monitoreados, controlados y automatizados de ventilación.

---

<sup>18</sup> COLOMBIA, MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA. Decreto 1886 del 21 de Septiembre de 2015. Artículo 36, p 36.

<sup>19</sup> CISTERNAS, Raúl. Monitoreo, control y automatización de sistemas de ventilación en minería subterránea. Chile. VDM LTDA. (2011). p5.

#### 4.1.DESCRIPCION DE LAS LABORES DE VENTILACION

Las labores de ventilación de la mina se dividen en 2 regiones, la región superior que hace parte del sistema de salida del aire y parte de ingreso para las labores de conservación es decir las bocaminas del NV 2000 y NV 2100. Y la región inferior, que cuenta con la explotación actual de yacimiento y funciona para el ingreso de la totalidad de aire, ingreso de maquinaria y personal para el laboreo minero.

**4.1.1. Región superior:** La región superior, comprendida entre los niveles 2000 (NV 2000) y 2100 (NV 2100), funcionaron como niveles principales de explotación de los cuerpos minerales ubicados en la zona alta. Tras el ingreso de la empresa Atico Mining, la explotación se centró en la región baja donde se encontraron los cuerpos minerales Maximus, Perseus, Maximus Sur, Goliat y Zeus convirtiendo la región alta en los puntos de salida del aire viciado producido en las labores mineras; la región superior se compone así:

- **Nivel 2100**

El nivel 2100 cuenta con una extensión de 384 metros, los cuales son usados para extraer el aire viciado mediante el ventilador principal, su sección aproximada total es de 3m de alto por 2,5m de ancho, actualmente no se centran trabajos de explotación ni adecuación en este acceso. (Ver Imagen 6)

**Imagen 6.** Vista Bocamina El Roble Nivel 2100.



**Fuente.** Datos de Estudio

- **Nivel 2000**

El nivel 2000 cuenta con una extensión total de 748 metros, de los cuales 555 inician en la bocamina y finalizan en la rampa que comunica a la Chimenea de extracción y 188 metros corresponden a dicha rampa, cuenta con una sección promedio de 2.5m x 3.5m, con varios puntos críticos donde la sección disminuye hasta 1.5mx2m, a este nivel comunica la chimenea denominada Alimak 1, la cual sube el aire viciado de la región inferior. Actualmente se realizan trabajos de limpieza y adecuación. (Ver Imagen 7)

**Imagen 7.** Vista Bocamina El Roble Nivel 2000.



**Fuente.** Datos de Estudio

El NV 2000 y NV 2100 se conectan mediante un tambor vertical, permitiendo así la salida del aire que entra desde el NV 2000 y la región inferior.



**4.1.2. Región inferior:** Se trata del NV 1880 y túnel 1880 (Ver Imagen 9), el cual es la entrada principal de personal, maquinaria y aire. Este acceso se compone por dos zonas de trabajo.

**Imagen 8.** Vista Bocamina El Roble Túnel 1880



**Fuente.** Datos de Estudio

- **Zona Alta o Rampa positiva.**

La zona alta o rampa positiva, centraba su trabajo en la explotación de los cuerpos minerales Maximus (Superior), Maximus Sur y Goliat. A la fecha no se realizan trabajos de explotación en esta zona de la labor minera, solo trabajos de adecuación y mantenimiento.

- **Zona Baja o Rampa Negativa**

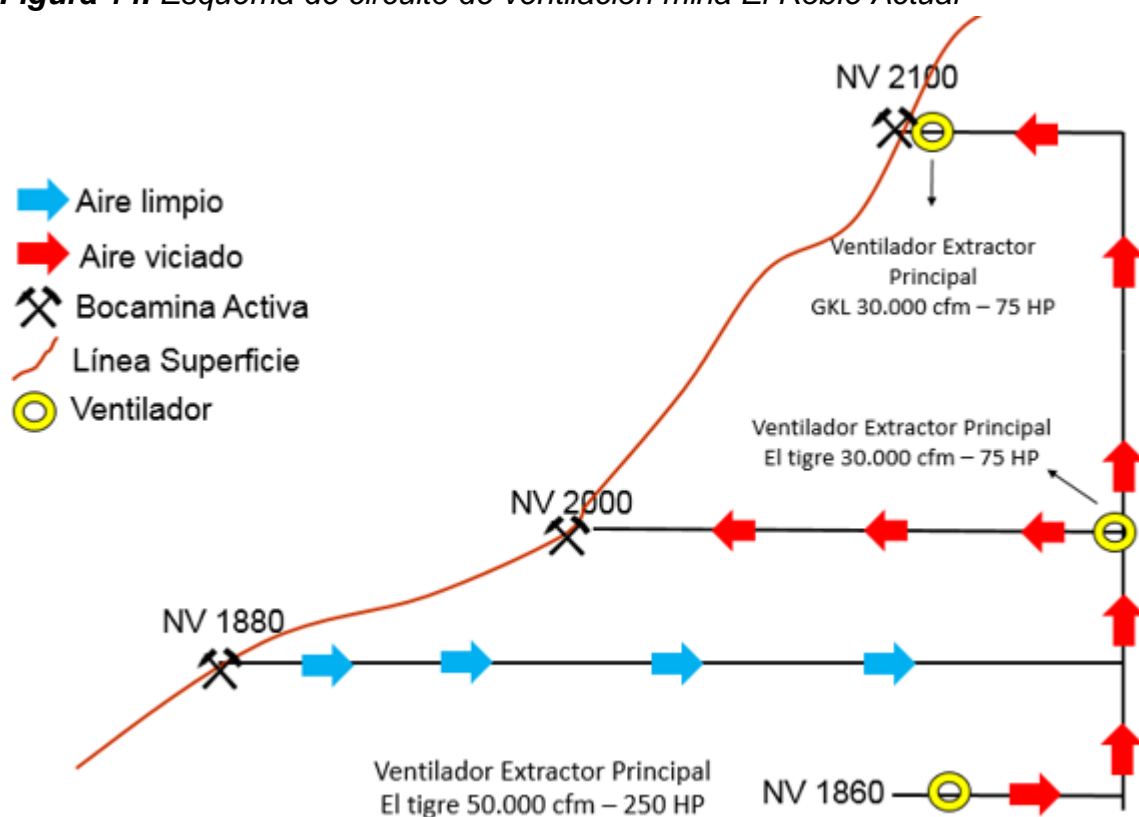
La zona baja se compone por la rampa de ingreso (rampa negativa) y los diferentes tajos de explotación, 1832, 1842, 1823, 1797, 1776, y labores de desarrollo como es la RP-AUX (rampa Auxiliar) entre otros, estas labores centran sus actividades en la extracción del cuerpos mineral de Zeus.

## 4.2.CIRCUITO DE VENTILACION ACTUAL

Como se observa en la siguiente figura (Ver Figura 16), la región superior de la mina tiene el objetivo de sacar el aire viciado de la región inferior, el cual lo extrae por la bocamina del NV 2000 con ayuda de un ventilador principal extractor El tigre de 75 HP y 30.000 cfm, y el NV 2100 con un ventilador extractor GKL de 75 HP y 30.000 cfm. El NV 1880 cuenta con la totalidad de la entrada de aire. (Ver plano 1. Isométrico de ventilación actual)

En el NV 2000 existen trabajos de adecuación para la adaptación óptima de la salida de aire viciado.

**Figura 14.** Esquema de circuito de ventilación mina El Roble Actual



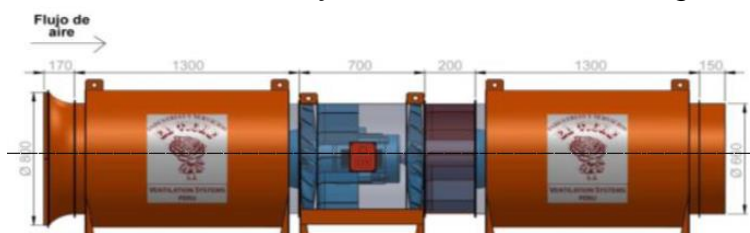
**Fuente.** Datos de estudio

De acuerdo a este circuito se va a evaluar la ventilación en la mina el roble; calculando el requerimiento de aire, las resistencias, las pérdidas, la curva de la mina, para así desarrollar un diagnóstico y proponer mejoras a la ventilación.

**4.2.1. Ventiladores:** Un Ventilador es un “Dispositivo eléctrico o mecánico utilizado para recirculación, difusión o extracción del aire de la labor subterránea. Según su modo de operación, se clasifican en: 1. Ventiladores centrífugos, y 2. Ventiladores axiales (de tipo propulsor o mural, de tipo tubo- axial y tipo vane-axial).”<sup>20</sup>

La mina el Roble cuenta con 12 Ventiladores centrífugos operativos los cuales tres son principales y 9 son auxiliares. Estos ventiladores se encuentran ubicados a lo largo de la rampa negativa en la zona baja de la mina, y frecuentemente se cambian de posición, a medida que los frentes se avanzan o se abre una nueva labor. (ver Figura 15)

**Figura 15.** Ventilador Axial de 15HP y 20.000cfm, marca El Tigre.



**Fuente.** Manual de Instrucciones para la Instalación, Operación y Mantenimiento de Ventilador axial de 15 HP.pdf

La siguiente tabla muestra los diferentes Ventiladores usados en la mina el roble, su código, tipo, marca, potencia (HP), y caudal (cfm).

**Tabla 5.** Ventiladores mina El roble – 2016

ITEM	CODIGO	TIPO	MARCA	POTENCIA (HP)	CAUDAL (cfm)
1	VE -01	AUXILIAR	EL TIGRE	10	10.000
2	VE-12	PRINCIPAL	GLK	75	30.000
3	VE -02	AUXILIAR	EL TIGRE	10	10.000
4	VE -03	AUXILIAR	EL TIGRE	10	10.000
5	VE -04	AUXILIAR	WELL	15	20.000
6	VE -05	PRINCIPAL	EL TIGRE	75	30.000
7	VE -06	AUXILIAR	EL TIGRE	75	30.000
8	VE -07	PRINCIPAL	EL TIGRE	250	50.000
9	VE -08	AUXILIAR	6KL	75	30.000
10	VE -09	AUXILIAR	EL TIGRE	15	20.000
11	VE -10	AUXILIAR	EL TIGRE	15	20.000
12	VE -11	AUXILIAR	EL TIGRE	75	30.000

**Fuente.** Elaboración propia

<sup>20</sup> COLOMBIA, MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA. Decreto 1886 del 21 de Septiembre de 2015. Artículo 36, p 20.



**4.2.2. Equipos de medición:** Los equipos de medición se dividen en dos secciones; equipos de medición para datos de ventilación y equipos de medición para gases contaminantes.

### Equipos de medición para Datos de Ventilación

**Tabla 6.** Equipos de medición y su descripción para los diferentes datos de ventilación

DESCRIPCION	FIGURA
<p><b>TESTO 435-HIGROTHERMOANEMOMETRO DIGITAL, CON SONDA DE VELOCIDAD</b></p> <p>Este equipo de medición, mide la velocidad de aire, temperatura, caudal volumétrico, y humedad. Además tiene sonda telescópica extensible con cable fijo, ayuda la medición con promedio temporal y puntual</p>	
<p><b>ANEMÓMETRO DWYER</b></p> <p>Mide temperatura y velocidad del aire.</p>	
<p><b>MANÓMETRO DWYER</b></p> <p>Este instrumento mide presiones positivas, negativas y diferenciales de aire.</p>	

**Fuente.** Datos de estudio

En la siguiente tabla se muestran los equipos anteriormente descritos con su respectiva marca, modelo, número de serie, y los aspectos referentes a la certificación.

**Tabla 7.** Resumen equipos de medición utilizados en la mina el roble.

ITEM	EQUIPO	MARCA	MOELO	SERIE	CERT. DE CALIBRACIÓN	FECHA DE CALIBRACIÓN	PRÓXIMA CALIBRACIÓN
1	Higrotermoanemómetro	Testo	435	60695538	si	ago-16	ago-17
2	Anemómetro	Dwyer	471B-1	004NTE	si	jul-16	jul-17
3	Manómetro Digital	Dwyer	4774V-1	005NFE	si	jul-16	jul-17

**Fuente.** Datos de estudio

### Equipos de medición para gases contaminantes

La mina el Roble cuenta con cinco equipos de monitoreo *Detector Multigas Altair 5X*, este equipo es capaz de medir hasta 6 gases simultáneamente. El Detector durable mide niveles de gases combustibles LEL y/o rango de porcentaje por volumen, oxígeno, monóxido de carbono, dióxido de carbono, ácido sulfhídrico, dióxido de azufre, amoníaco y cloro entre otros. (Ver Figura 16)

Estos detectores son usados por los coordinadores en seguridad y salud en el trabajo los cuales tienen que realizar las mediciones en los frentes de explotación y así mismo proporcionar y mantener una atmosfera segura en el lugar de trabajo. Igualmente ellos son los encargados de marcar los tableros con la concentración de gases en las labores de acceso a cada frente de trabajo

**Figura 16** Detector Multigas Altair 5X, personal del área de seguridad y salud en el trabajo realizando medición y datos para evidenciar en los tableros de concentración de gases.



**Fuente.** Datos de Estudio.

**4.2.3. Proceso de medición:** El proceso de medición para los datos de velocidad, temperatura y humedad fue realizado con el Higroanemometro Testo 435, el cual promedia de acuerdo a un tiempo dado la velocidad del aire en el punto medido, se toma por labor la velocidad del flujo no menor a 3 puntos y no mayor a 9 puntos en el sitio de toma de medición. Se toman diferentes puntos a fin de tener un dato promedio representativo, puesto que la velocidad en la sonda varía conforme se aleja de las paredes del mismo, se debe realizar un barrido por lugar de la sección del túnel.

**4.2.4. Aforos:** La tabla a continuación muestra un promedio de aforos de ventilación de tres meses (agosto, septiembre y octubre) donde se tomaron velocidades promedio, temperatura y la humedad en los diferentes puntos de medición. Se calcula el caudal en (m<sup>3</sup>/s) y en (ft<sup>3</sup>/min). (Ver Anexo D, E y F)

**Tabla 8. Resumen Aforos mina el Roble.**

AFORO	Nivel	Ubicación	Vel. Prom. m/s	Area (m <sup>2</sup> )	CAUDAL			DIRECCIÓN
					m <sup>3</sup> /s	m <sup>3</sup> /min	cfm	
V1	2100	Bocamina NV 2100	1,533	7,50	11,497	689,83	24.361	Sale
V4	2000	Bocamina NV 2000	1,501	6,00	9,0067	540,4	19.084	Sale
V6	1880	Bocamina NV 1880	0,896	26,73	23,948	1436,9	50.743	Entra
V7	1880	Sub estación eléctrica	0,841	26,00	21,859	1311,6	46.317	Entra
V8	1880	Oficina de mina	0,573	6,35	3,6355	218,13	7.703	Entra
V9	1880	Rampa + al piso 3	0,357	23,90	8,5332	511,99	18.081	Entra
V14	1868	RP 1895-488 Antes de bodega Omersa	0,315	24,50	7,722	463,32	16.362	Entra
V16	1860	RP 1895-488 Antes de entrada a 860	0,660	24,00	15,84	950,4	33.563	Entra
V19	1847	RP 1895-488 Más abajo de 855	0,463	16,60	7,6852	461,11	16.284	Entra
V20	1812	RP 1895-488 Antes del 1812	0,569	19,35	11,007	660,43	23.323	Entra
V21	1812	RP 1895-488 Más abajo del 1812	0,320	19,35	6,1848	371,09	13.105	Entra
V22	1797	RP 1895-488 Antes del 1797	0,539	19,35	10,435	626,08	22.110	Entra
V23	1792	Acceso a1792	0,354	19,35	6,8513	411,08	14.517	Entra
V24	1776	Acceso a1776	0,340	15,75	5,355	321,3	11.347	Entra

**Fuente.** Datos de estudio

**4.2.5. Temperatura:** Los tiempos de permanencia del personal en los frentes de trabajo, serán los siguientes<sup>21</sup>,

**Tabla 9.** *Tiempos de permanencia del personal en los frentes de trabajo conforme a la temperatura °C*

te (°C)	Tiempo de permanencia (horas)
28	Sin limitaciones
29	Seis (6)
30	Cuatro (4)
31	Dos (2)
32	Cero (0)
110	¼

**Fuente.** *Cartilla de seguridad e Higiene minera.p13*

En las partes de la mina donde se tenga una temperatura (te) superior a 31°C, solamente podrán entrar cuadrillas de salvamento de la mina o de la Estación de Seguridad y Salvamento Minero y/o Punto de Apoyo de seguridad y salvamento minero<sup>22</sup>

La siguiente tabla muestra las diferentes mediciones de temperatura y humedad relativa en los sitios de toma de aforos.

**Tabla 10.** *Medición de temperatura y humedad en los diferentes sitios de aforo.*

AFORO	Nivel	Ubicación	T efectiva °C	HR%
V1	2100	Bocamina NV 2100	28,0	82,3
V4	2000	Bocamina NV 2000	24,1	99,3
V6	1880	Bocamina NV 1880	20,8	70,8
V7	1880	Sub estación eléctrica	19,3	70,8
V8	1880	Oficina de mina	22,6	87,9
V9	1880	Rampa + al piso 3	23,1	86,4
V14	1868	RP 1895-488 Antes de bodega Omersa	24,3	89,6
V16	1860	RP 1895-488 Antes de entrada a 860	24,8	85,0
V19	1847	RP 1895-488 Más abajo de 855	25,1	87,0
V20	1812	RP 1895-488 Antes del 1812	28,9	82,8
V21	1812	RP 1895-488 Más abajo del 1812	28,6	77,9
V22	1797	RP 1895-488 Antes del 1797	30,9	84,4
V23	1792	Acceso a1792	29,4	83,5
V24	1776	Acceso a1776	30,0	88,0

**Fuente.** *Datos de estudio*

<sup>21</sup> COLOMBIA, MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA. Decreto 1886 del 2015. Artículo 39.

<sup>22</sup> Ibid., Artículo 40.

Como se puede evidenciar las temperaturas van incrementando a medida que se baja de nivel y de cota dentro de la mina. Hay temperaturas que llegan fácilmente a los 31°C. Esto es una alarma para los trabajadores y su salud.

**4.2.6. Gases presentes en la mina:** La mina el roble tiene gases contaminantes como el CO<sub>2</sub>, CO y NO<sub>2</sub> presentándose por la maquinaria y equipos diésel así como las diferentes voladuras realizadas. La siguiente tabla presenta los valores límites permisibles para cualquier mina subterránea

**Tabla 11.** Los Valores Límites Permisibles (VLP) en la atmósfera de cualquier labor subterránea para gases contaminantes.

GASES	FÓRMULA	TLV -TWA (ppm)	TLV - STEL (ppm)
Dióxido de Carbono	CO <sub>2</sub>	5000	30000
Monóxido de Carbono	CO	25	-
Ácido Sulfhídrico	H <sub>2</sub> S	1	5
Anhídrido Sulfuroso	SO <sub>2</sub>	-	0.25
Óxido Nítrico	NO	25	-
Dióxido de Nitrógeno	NO <sub>2</sub>	0.2	-

**Fuente.** Decreto 1886 de 2015. Artículo 39.

Los *Threshold Limit Values*, son valores de referencia para las concentraciones de los agentes químicos en el aire y representan condiciones a las cuales se cree que basándose en los conocimientos actuales, la mayoría de los trabajadores pueden estar expuestos día tras día, durante toda su vida laboral, sin sufrir efectos adversos para su salud<sup>23</sup>.

- Oxígeno: “Ningún lugar de trabajo bajo tierra puede ser considerado apropiado para trabajar o transitar, si su atmósfera contiene menos del diecinueve coma cinco por ciento (19,5%), o más del veintitrés coma cinco por ciento (23,5%) en volumen de oxígeno”<sup>24</sup>

Las concentraciones de los principales gases así como del Oxígeno en la mina el roble están encargadas por el departamento de Seguridad y salud en el trabajo donde el personal realiza mediciones periódicamente. El gas contaminante que mayor se presenta y en cantidades altas es el Monóxido de carbono en donde se tienen mediciones promedio en la zona baja de la mina que el valor de la concentración de CO supera la barrera de las 100ppm, esto es un aumento del límite permisible de aproximadamente 400%. Esto hace que el valor del Oxígeno llegue concentraciones menores de 19,0%, dando como resultado una advertencia y

<sup>23</sup> Ibíd. Artículo 39, 37p.

<sup>24</sup> Ibíd. Artículo 38, 37p.

alarma para parar la operación de la mina y esperar hasta que se disuelvan los gases contaminantes donde pueden haber paradas de 2 horas al día.

**4.2.7. Caudal:** El objetivo principal de un estudio de ventilación de minas, es determinar la cantidad y calidad del aire que debe circular dentro de ella. Los factores que influyen en la determinación de este caudal, dependen de las condiciones propias de cada operación y del método de explotación utilizado.

El caudal necesario, para satisfacer las necesidades tanto del personal como de los equipos que en conjunto laboran al interior de la mina, se establecen de acuerdo a los requerimientos legales, normas y eficiencia del trabajo. Este caudal debe garantizar la dilución de los gases generados tanto por los equipos y maquinarias de combustión interna (Diesel) y los gases provenientes de la voladura.

El volumen de aire, Q, que pasa por cualquier punto fijo de una vía aérea o conducto cada segundo, se determina normalmente como el producto de la velocidad media del aire, u, el área de la sección transversal de la vía aérea o conducto

$$Q = v * A$$

Donde:

Q= Caudal (m<sup>3</sup>/ s) o pies cúbicos por minuto (cfm)-(ft<sup>3</sup>/min)

V = Velocidad de aire (m/s)

A = Área o sección

#### • Volumen mínimo de aire

“El volumen mínimo de aire que debe circular en cada labor subterránea, tiene que calcularse teniendo en cuenta: *el turno de mayor personal, la elevación de ésta sobre el nivel del mar, los gases o vapores nocivos, los gases explosivos e inflamables y los gases producto de las voladuras*, de acuerdo con los siguientes parámetros:”<sup>25</sup>

1. Excavaciones mineras hasta mil quinientos metros (1.500 m) sobre el nivel del mar: tres metros cúbicos por minuto (3 m<sup>3</sup>/min) por cada trabajador; y,
2. Excavaciones mineras de mil quinientos metros (1.500 m) en adelante sobre el nivel del mar: seis metros cúbicos por minuto (6 m<sup>3</sup>/ min) por cada trabajador.

---

<sup>25</sup> Ibíd. Artículo 54, 43p.



**4.2.8. Requerimiento caudal:** Los parámetros necesarios a tener en cuenta para obtener la cantidad de flujo de aire necesario en un ambiente minero son:

- El caudal requerido para la respiración del personal
- El caudal necesario para diluir gases producto de la voladura
- EL caudal necesario para diluir gases de los diferentes equipos y maquinaria empleada en la mina

**4.2.8.1. Requerimiento de caudal por personal (Q1):** De acuerdo al artículo 54, y de acuerdo a la ubicación topográfica de la mina El Roble la cual se encuentra a 1800 m.s.n.m, se requiere seis metros cúbicos por minuto (6 m<sup>3</sup>/ min) por cada trabajador. En la mina el ingreso promedio por turno de personal ronda en los 50 trabajadores de los cuales el 100% ingresan a la zona baja de la mina, es decir a la rampa negativa.

$$Q1 = N * F \quad \text{Función ecuación por número de personal (1)}$$

Donde,

**Q 1=** Caudal total para “n” personas que trabajen en interior mina metros cúbicos por minuto (cmm) o pies cúbicos por minuto (cfm)

**F =** Caudal mínimo por persona (6 m<sup>3</sup>/ min.)

**N =** Número de personas en el lugar.

$$Q1 = 50 \text{ personas} * \frac{6m^3}{\text{min} * \text{persona}}$$

$$Q1 = 300 \frac{m^3}{\text{min}} \text{ (cmm)}$$

$$Q1 = 10593 \frac{ft^3}{\text{min}} \text{ (cfm)}$$

**Tabla 12.** Requerimiento de aire según personal

REQUERIMIENTO DE AIRE SEGÚN PERSONAL	
REQUERIMIENTO (m <sup>3</sup> /s)	REQUERIMIENTO (CFM)
5,0	10.593

**Fuente.** Datos de estudio

**4.2.8.2. Requerimiento de caudal por maquinaria (Q2):** Según Michel J. McPherson<sup>26</sup>, el requerimiento para un frente de trabajo estará en función de la condición más crítica y recurrente en la operación para la mina. El Roble la condición más crítica referente al requerimiento por equipo será aquella en la que un mismo instante se encuentre en operación todos los equipos de la mina

En las labores mineras subterráneas donde haya tránsito de maquinaria Diesel (Locomotoras, transcargadores (scoops), entre otros), debe haber el siguiente volumen de aire por contenido de Monóxido de Carbono (CO) en los gases del exosto<sup>27</sup>:

1. Seis metros cúbicos (6 m<sup>3</sup>) por minuto por cada caballo de fuerza (H.P.) de la máquina, cuando el contenido de monóxido de carbono en los gases del exosto no sea superior de cero coma doce por ciento (0,12%); o mil doscientas (1.200) partes por millón ppm; y,
2. Cuatro metros cúbicos (4 m<sup>3</sup>) por minuto por cada H.P. de la máquina, cuando el contenido de monóxido de carbono (CO) en los gases del exosto no sea superior de cero coma cero ocho por ciento (0,08%), u ochocientas (800) partes por millón ppm.

Hacia la zona baja se centra la extracción de mineral para la mina El Roble, por lo cual el mayor requerimiento de aire en la mina se ubica hacia esta zona dominado por la flota de maquinaria, la cual tiene el porcentaje de operación diaria y el mayor tiempo de desplazamiento, sumado además al ingreso de los camiones doble troque y dumpers que obligan el aumento de ingreso de aire para estar conforme a la legislatura Colombiana. (Ver Anexo G, H, I y J).

A continuación se presenta un resumen del requerimiento de aire en función de los equipos que tiene la mina el Roble en el nivel 1880.

**Tabla 13.** *Requerimiento de aire según equipos Diesel*

REQUERIMIENTO EQUIPOS DIESEL - MINA 1880.	
REQUERIMIENTO (m <sup>3</sup> /s)	REQUERIMIENTO (CFM)
93,9	199.688

**Fuente.** *Datos de estudio*

<sup>26</sup> MCPHERSON, J, Michel. *Susurrase Ventilation Engineering*. Chairman, Mine Ventilation Services, Incorporated. Ed. 2. (2015). p 504.

<sup>27</sup> COLOMBIA, MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA. Decreto 1886 del 21 de Septiembre de 2015. Artículo 54, Parágrafo 2. p 43

**4.2.8.3. Requerimiento de caudal por explosivos (Q3):** A tratarse de minas metálicas es este método el que más se usa; se toma en cuenta la formación de productos tóxicos por la detonación de explosivos, el tiempo que se estima, para despejar las galerías de gases y la cantidad máxima permitida, según normas de seguridad de gases en la atmósfera<sup>28</sup>

$$Q3 = \frac{G * E}{T * f} \quad \text{Función de dilución por voladura. (2)}$$

Donde;

**Q3**= Caudal en (m<sup>3</sup>/min)

**G** = Formación de gases, en m<sup>3</sup>, por la detonación de 1 kg de explosivo.

**E** = Cantidad de explosivo a detonar, Kg.

**T** = Tiempo de dilución en minutos

**f** = Porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera. Estos deben ser diluidos a no menos de 0.008%

La fórmula trata este caso como si fuera a diluir los gases dentro de un espacio cerrado, lo que no es el caso de una mina donde parte de los gases se elimina continuamente del frente por el volumen de aire que entra, además, los gases tóxicos se diluyen continuamente con la nube de gases en movimiento con el aire limpio. Por último, cada gas tóxico que se produce tiene propiedades distintas a las demás, luego necesitan diferentes porcentajes de dilución, entonces "f" dependerá del explosivo que se esté usando. Una de las limitaciones en el cálculo es referente a la cantidad de gases producidos por Kg de explosivos usados en la mina; obligando a usar datos obtenidos en los experimentos realizados por terceros. 1 Kg de explosivo puede generar 1.59x10<sup>-2</sup> m<sup>3</sup> de CO y 8,42x10<sup>-3</sup> m<sup>3</sup> de NO<sub>2</sub>.<sup>29</sup>

Con los reportes de operación mina se tuvo una extracción en los meses de mayo, junio, julio, agosto y septiembre de 10560,12 Kg de explosivos del polvorín con dirección la zona baja, dando en promedio un consumo de 2112 Kg/mes. Establecen que el aire requerido por voladura está determinado por la ecuación 2.

Donde,

**G**= 0.015895 m<sup>3</sup>/kg para el CO y 0.008415 m<sup>3</sup>/kg para el NO<sub>2</sub>.

**E**= 91.52 kg/turno, pero se ha reportado consumo de hasta 138 Kg/turno.

**T**=La mina maneja un tiempo de 30 min.

**f**= para NO<sub>2</sub> el 1886 establece 0.2 ppm (0.00002%) y 25 ppm (0.0025%) para el CO

<sup>28</sup> YANES, Ezequiel. Ventilación de minas. Santiago. 1993. p 208.

<sup>29</sup> TORNO, Susana, et al. Conventional and numerical models of blasting gas behavior in auxiliary ventilation of mining headings. En: Tunneling and Underground Space Technology. 2012. p 75.

Para el CO;

$$Q = \frac{0.015895 \text{ m}^3/\text{kg} * 138 \text{ Kg}}{30 \text{ min} * 0.0025\%}$$

$$Q = 29 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} \approx 1033 \text{ CFM}$$

Para el NO<sub>2</sub>;

$$Q = \frac{0.008415 \text{ m}^3/\text{kg} * 138 \text{ Kg}}{30 \text{ min} * 0.00002\%}$$

$$Q = 1935 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} \approx 68.341 \text{ CFM}$$

La siguiente tabla muestra el resumen del requerimiento de aire según explosivos

**Tabla 14.** *Requerimiento de aire según explosivos*

REQUERIMIENTO DE AIRE SEGÚN EXPLOSIVOS		
Descripción	REQUERIMIENTO (m <sup>3</sup> /s)	REQUERIMIENTO (CFM)
REQUERIMIENTO DE AIRE SEGÚN Monóxido de Carbono (CO)	<b>0,48551</b>	<b>1.033</b>
REQUERIMIENTO DE AIRE SEGÚN Gases Nitroso (NO <sub>2</sub> )	<b>32,12027</b>	<b>68.341</b>
<b>TOTAL</b>	<b>32,60578</b>	<b>69.374</b>

**Fuente.** Datos de estudio

**4.2.8.4. Requerimiento caudal total:** El requerimiento de aire total es la suma de los requerimientos por personal, equipos y explosivos. Dando como resultado la siguiente tabla resumen.

**Tabla 15.** *Requerimiento de aire total*

REQUERIMIENTO DE AIRE TOTAL EN MINA 1880	
REQUERIMIENTO DE AIRE SEGÚN PERSONAL	10.593
REQUERIMIENTO EQUIPOS DIESEL - MINA 1880.	199.688
REQUERIMIENTO DE AIRE SEGÚN EXPLOSIVOS	69.374
<b>REQUERIMIENTO TOTAL</b>	<b>279.655 cfm</b>
<b>REQUERIMIENTO TOTAL</b>	<b>131,4 m³/s</b>

**Fuente.** *Datos de estudio*

**4.2.9. Caída de presión o pérdidas:** En ventilación de minas, como en hidráulica y en otros campos donde se aplican los principios de mecánica de fluidos, es de mayor interés determinar la diferencia de presión entre dos puntos que la determinación de la presión en ellos. Se sabe que el flujo de aire se origina porque existe una diferencia de presión entre dos puntos del sistema, para poder lograr esta diferencia es necesario agregar energía al sistema. Esta energía entonces, es consumida en superar las resistencias que las labores mineras le ponen al paso de una cantidad determinada de aire. Estas resistencias originan entonces una caída o pérdida de presión "H" y está dada en milímetros de columna de agua o Kg/m<sup>2</sup>.(Pa)<sup>30</sup>

Las pérdidas de presión en la mina están relacionadas por la función mostrada a continuación.

$$H = RQ^2 \text{ Pérdidas o caída de presión }^{31} \text{ (3)}$$

Donde;

H= caída o perdida de presión en la mina

R= Resistencia equivalente de la mina

Q= Caudal

Esta ecuación sencilla se conoce como la ley cuadrada de la ventilación de la mina y es probablemente la relación más ampliamente utilizada en la ingeniería de ventilación subterránea.

Es este término "H" el que se interesa encontrar para poder entregar la energía equivalente que permita el movimiento del aire. Se hace necesario para la mina El Roble determinar este valor para poder seleccionar el ventilador adecuado para obtener el requerimiento de aire y lograr así una cobertura del 100%.

<sup>30</sup> YANES, Ezequiel. Ventilación de minas. Santiago. 1993. 208 p.

<sup>31</sup> *Ibíd.*,p. 74

**4.2.10. Resistencia al movimiento del aire:** La resistencia ofrecida por un circuito de ventilación es una de las variables más importantes y de mayor cuidado; ésta es la oposición que presentan las características de una labor minera al desplazamiento del aire en el circuito de ventilación.

$$R = \frac{\lambda \gamma P L}{8 g A^3} \quad \text{Función de resistencia}^{32} \quad (4)$$

Donde,

R= Resistencia equivalente de la mina (kμ) (KiloMurgues)

λ=Coeficiente de fricción

γ= peso específico del aire (kg/m<sup>3</sup>)

P= Perímetro de la labor (m)

L= Longitud de la labor (m)

g= aceleración de la gravedad, 9.8m/s<sup>2</sup>

A= Sección de la galería (m)

**4.2.11. Coeficiente de fricción:** El coeficiente de fricción puede ser calculado mediante la ecuación.

$$\lambda = 0,7\lambda_p + 0,3\lambda_s \quad \text{Función de coeficiente de fricción}^{33} \quad (5)$$

Siendo el subíndice "p" equivalente a pared y el subíndice "s" a suelo.

**4.2.12. Peso específico o densidad del aire:** Varía en función de la altura, siendo más alto a cotas más bajas y menores a medida que aumenta la altura, a 2000 m.s.n.m. cota en la cual se encuentra la mina el peso específico del aire es aproximado a <sup>34</sup> 1kg/m<sup>3</sup>.

**4.2.13. Calculo de resistencias:** La resistencia equivalente de la mina se obtiene luego de hacer la sumatoria total de las resistencias de cada tramo de la explotación. La sumatoria de este circuito debe hacerse en función de la unión de las galerías, pudiendo ser en paralelo, en serie o bien sea de forma compleja que puedan simplificarse mediante transformaciones en estrella, la función que define la resistencia de una labor se muestra a continuación. Las imágenes a continuación

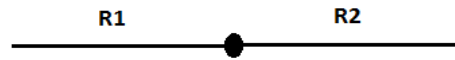
<sup>32</sup> CORDOBA, Cristian y ESCOBAR, Jorge Martin. Caracterizacion de sistemas de ventilacion en mineria subterranea. En: Boletin de ciencias de la tierra. Julio, 2011. p79.

<sup>33</sup> MCPHERSON, Op., cit.,p. 507

<sup>34</sup>YANES, Ezequiel. Op.,cit, p. 80.



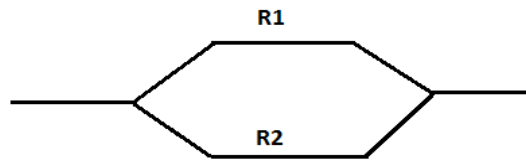
muestran el tipo de unión que presentan circuitos y le facilitara cuando aplicar cada ecuación<sup>35</sup>.



Union en serie

$$Req = R1 + R2 + \dots + Rn$$

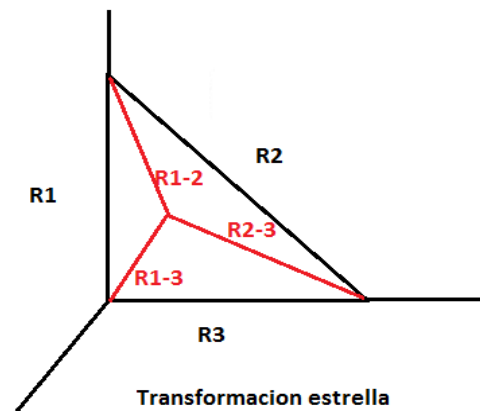
**Resistencia equivalente en serie (6)**



Union en paralelo

$$\frac{1}{\sqrt{Req}} = \frac{1}{\sqrt{R1}} + \frac{1}{\sqrt{R2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{Rn}}$$

**Resistencia equivalente en paralelo (7)**



Transformacion estrella

**Transformación estrella (8)**

<sup>35</sup> Ibíd.,p. 90

$$R_{1-2} = \frac{1}{2}(a_1 + a_2 - a_3)$$

$$R_{1-3} = \frac{1}{2}(a_1 + a_3 - a_2)$$

$$R_{2-3} = \frac{1}{2}(a_2 + a_3 - a_1)$$

$$a_1 = \frac{R_1 * (\sum R - R_1)}{\sum R + 2 \{ R_1 * (\sum R - R_1) \}^{\frac{1}{2}}}$$

$$a_2 = \frac{R_2 * (\sum R - R_2)}{\sum R + 2 \{ R_2 * (\sum R - R_2) \}^{\frac{1}{2}}}$$

$$a_3 = \frac{R_3 * (\sum R - R_3)}{\sum R + 2 \{ R_3 * (\sum R - R_3) \}^{\frac{1}{2}}}$$

Con lo anterior la resistencia equivalente de la mina puede ser calculada mediante sistemas en serie, paralelo y estrella según corresponda usando la función de resistencia; con la infraestructura planteada se tiene.

**4.2.14. Resistencia de chimeneas:** En la mina se tienen dos tipos de chimeneas, las primarias o principales que cuentan con un diámetro de 3 metros y 137 m de longitud y las secundarias con un diámetro de 2 metro y 20 a 25 m de longitud. Se plantea el cálculo de la resistencia de ambas chimeneas por metro lineal de avance, usando la ecuación 4.

Para determinar el coeficiente de fricción en esta labor, las chimeneas de ventilación no cuentan con piso y no están cubiertas con Shotcrete, según Cabal <sup>36</sup> se les asocia un valor de coeficiente igual a,

$$\lambda = 0,07$$

Retomando la ecuación 4, se tiene que por **metro lineal** en chimeneas primarias (ninguna recubierta en Shotcrete) la resistencia es de:

$$R = \frac{0,07 * 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} * (\pi * 3\text{m}) * 1\text{m}}{8 * 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * (2\pi(3\text{m})^2)^3}$$

---

<sup>36</sup> CABAL, Vicente. Manual de Ventilación de minas. Madrid. 1988. 670p.

$R = 4,65 \times 10^{-8} K\mu/m$  Resistencia de Chimenea principal por metro lineal

- Chimeneas primarias

La mina el roble cuenta con dos chimeneas principales extractoras de aire viciado ambas con una longitud de 137m para cada chimenea la resistencia será de:

$$R = \frac{0,07 * 1 \frac{Kg}{m^3} * (\pi * 3m) * 137m}{8 * 9,8 \frac{m}{s^2} * (2\pi(3m)^2)^3}$$

$R = 6,38 \times 10^{-6} K\mu$  Resistencia de Chimeneas principales

Al resultar ambas chimeneas trabajando en paralelo, se tiene una resistencia equivalente calculada mediante la ecuación 7.

$$\frac{1}{\sqrt{Req \text{ Chimeneas Principales}}} = \frac{1}{\sqrt{6,38 \times 10^{-6} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{6,38 \times 10^{-6} K\mu}}$$

$$Req \text{ Chimeneas principales} = 1,59 \times 10^{-6} K\mu$$

La anterior corresponde a la resistencia equivalente para las dos chimeneas principales de extracción de aire de Zeus.

- Chimeneas Secundarias

Para chimeneas secundarias se tiene;

$$R = \frac{0,07 * 1 \frac{Kg}{m^3} * (\pi * 2m) * 1m}{8 * 9,8 \frac{m}{s^2} * (2\pi(2m)^2)^3}$$

$R = 3,53 \times 10^{-7} K\mu/m$  Resistencia de Chimeneas secundarias por metro lineal

Cada nivel cuenta con **dos** chimeneas en paralelo, estas pueden ser de 20 metros en algunos niveles de 25 m por lo cual se calculan 2 resistencias para chimeneas secundarias en Zeus.

Chimeneas de 25 metros

$$R = \frac{0,07 * 1,2 \frac{Kg}{m^3} * (\pi * 2m) * 25m}{8 * 9,8 \frac{m}{s^2} * (2\pi(2m)^2)^3}$$

**$R = 8,83 \times 10^{-6} K\mu$  Resistencia de Chimeneas secundarias de 25m**

Estando en paralelo,

$$\frac{1}{\sqrt{Req_{ChS1}}} = \frac{1}{\sqrt{8,83 \times 10^{-6} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{8,83 \times 10^{-6} K\mu}}$$

$$Req_{Chimenea Secundaria 1} = 2,21 \times 10^{-6} K\mu$$

Chimeneas de 20 metros

$$R = \frac{0,07 * 1 \frac{Kg}{m^3} * (\pi * 2m) * 20m}{8 * 9,8 \frac{m}{s^2} * (2\pi(2m)^2)^3}$$

**$R = 7,06 \times 10^{-6} K\mu$  Resistencia de Chimeneas secundarias de 20m**

Estando en paralelo,

$$\frac{1}{\sqrt{Req_{ChS2}}} = \frac{1}{\sqrt{7,07 \times 10^{-6} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{7,07 \times 10^{-6} K\mu}}$$

$$Req_{Chimenea Secundaria 2} = 1,77 \times 10^{-6} K\mu$$

**4.2.15. Resistencia de galerías:** La infraestructura para el circuito de ventilación, permite deducir que la relación que existe entre los niveles de Zeus, accesos y tramos de rampa en cuestión a tipo de resistencia es en serie y que entre niveles existe una relación en paralelo.

Inicialmente es necesario calcular la resistencia ofrecida por las diferentes galerías y ventanas de Zeus junto con la rampa. La mayoría de galerías en los niveles de la mina el Roble se encuentran cubiertas con Shotcrete, para el factor de fricción define que las labores en Shotcrete el coeficiente es igual a <sup>37</sup> 0,0092 y para el suelo sin vías define el valor del coeficiente en <sup>38</sup> 0,025, aplicando la ecuación 5 se tiene.

$$\lambda_{GaleriasShotcrete} = 0,7(0,0092) + 0,3(0,025)$$

$$\lambda_{GaleriasShotcrete} = 0,014$$

---

<sup>37</sup> MCPHERSON, J, Michel Op. Cit, p 211.

<sup>38</sup> CABAL, Op. Cit, p 520.

Aplicando la ecuación 4,

$$R = \frac{0,014 * 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} * 20\text{m} * 1\text{m}}{8 * 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * (25\text{m}^2)^3}$$

**$R = 2,29 \times 10^{-7} \text{Kg/m}$  Resistencia por metro lineal, Sección 5x5 cuadrada (galerías).**

Para Zeus están en explotación y uso seis galerías con las siguientes dimensiones, cada una difiere en longitud debido a la forma del cuerpo. En la tabla se muestran las resistencias.

**Tabla 16. Resistencia de Galerías**

GALERIAS			
Nivel	Longitud(m)	Resistencia (kg/m)	Resistencia Total (kg)
NV 1860	44,1	2,29E-07	1,01E-05
NV 1847	38,56		8,83E-06
NV 1832	25,58		5,86E-06
NV 1823	76,4		1,75E-05
NV 1797	123,09		2,82E-05
NV 1792	134,1		3,07E-05
NV 1776	146,94		3,36E-05

**Fuente.** Datos de estudio

**4.2.16. Resistencia de ventanas:** Las anteriores labores están además conectadas por ventanas hasta la rampa, cada ventana permite aumentar la resistencia de las anteriores galerías debido a que se encuentran en serie.

A igual que las galerías la mayoría de las ventanas están cubiertas con shotcrete.

$$\lambda_{\text{Ventanas Shotcrete}} = 0,014$$

Aplicando la ecuación 4,

$$R = \frac{0.014 * 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} * 14.17\text{m} * 1\text{m}}{8 * 9.8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * (13.72\text{m}^2)^3}$$

**$R = 9.80 \times 10^{-7} \text{Kg/m}$  Resistencia por metro lineal, Sección 3.8X3.8 bóveda (Ventanas).**

Luego,

**Tabla 17. Resistencia de Ventanas**

VENTANAS			
Nivel	Longitud(m)	Resistencia (kμ/m)	Resistencia Total (kμ)
V 1860	25	9,80E-07	2,45E-05
V 1847	144,65		1,42E-04
V 1832	84,86		8,32E-05
V 1823	112,36		1,10E-04
V 1797*	120,5		1,18E-04
V 1792	60,34		5,91E-05
V 1776	98,75		9,68E-05

\*El nivel 1797 tiene dos ventanas de acceso (Ver Anexo R, Plano 5)

**Fuente.** Datos de estudio

**4.2.17. Resistencia de niveles:** Considerando que las labores se encuentran en serie se tiene la siguiente tabla.

**Tabla 18. Resistencia de Niveles**

GALERIA Y VENTANAS (NIVEL)			
Nivel	Resistencia galerías (kμ)	Resistencia Ventanas (kμ)	Resistencia Equivalente Niveles (kμ)
NV 1860	1,01E-05	2,45E-05	3,46E-05
NV 1847	8,83E-06	1,42E-04	1,51E-04
NV 1832	5,86E-06	8,32E-05	8,90E-05
NV 1823	1,75E-05	1,10E-04	1,28E-04
NV 1797	2,82E-05	1,18E-04	1,46E-04
NV 1792	3,07E-05	5,91E-05	8,98E-05
NV 1776	3,36E-05	9,68E-05	1,30E-04

**Fuente.** Datos de estudio



**4.2.18. Resistencia de Rampa negativa:** La rampa negativa cuenta con una extensión total aproximada de 1.060 m. Esta labor se encuentra en Shotcrete y con una sección promedio de 4m de alto por m de ancho.

$$R = \frac{0,014 * 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} * 14,97\text{m} * 1\text{m}}{8 * 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * (15,38\text{m}^2)^3}$$

**$R = 1,70 \times 10^{-10} \text{K}\mu/\text{m}$  Resistencia en la rampa por metro lineal**

Luego la siguiente tabla muestra los valores asociados a la resistencia de la rampa correspondiente al nivel asociado por tramo.

**Tabla 19. Resistencia Rampa negativa**

RAMPA NEGATIVA			
Nivel	Longitud por tramo(m)	Resistencia (kμ/m)	Resistencia Tramo (kμ)
NV 1860	285,4	1,70E-10	4,85E-08
NV 1847	163,9		3,75E-05
NV 1832			
NV 1823	117,88		2,70E-05
NV 1797	156,5		3,58E-05
NV 1792	24,05		5,51E-06
NV 1776	41,1		9,41E-06
RP AUX	267,317		6,12E-05
TOTAL	1056,147		

**Fuente.** Datos de estudio

**4.2.19. Resistencia Crucero 1880:** Es el nivel de ingreso de aire de la mina, el cual tiene una longitud de 845.6 metros, con Shotcrete y su sección es de 5,2m de ancho por 5m de alto. Se calcula mediante la ecuación 4,

$$R = \frac{0,014 * 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} * 20,96\text{m} * 845,6\text{m}}{8 * 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * (26\text{m}^2)^3}$$

**$R = 9,97 \times 10^{-9} \text{K}\mu$  Resistencia Crucero 1880**

**4.2.20. Resistencia Nivel 2000:** En el nivel 2000 se encuentra la primera salida de aire viciado; este nivel cuenta con una extensión de 555 metros, una sección promedio de 2m de alto por 2m de ancho y roca expuesta, por lo cual se tiene.

El factor de fricción en roca expuesta de pared es igual a<sup>39</sup>  $\lambda_p = 0,061$

$$\lambda_{N2000} = 0,7(0,061) + 0,3(0,025)$$

$$\lambda_{N2000} = 0,048$$

Según ecuación 4,

$$R = \frac{0,048 * 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} * 8\text{m} * 555\text{m}}{8 * 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * (4\text{m}^2)^3}$$

**R = 0,042 Kμ Resistencia Nivel 2000**

**4.2.21. Resistencia Nivel 2100:** El nivel 2100 es la segunda salida de aire viciado, este cuenta con una extensión total de 384 metros, su área promedio es de 2m de ancho por 2 m de alto.

$$\lambda_{N2000} = 0,7(0,061) + 0,3(0,025)$$

$$\lambda_{N2000} = 0,048$$

Según ecuación 4,

$$R = \frac{0,048 * 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} * 8\text{m} * 384\text{m}}{8 * 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} * (4\text{m}^2)^3}$$

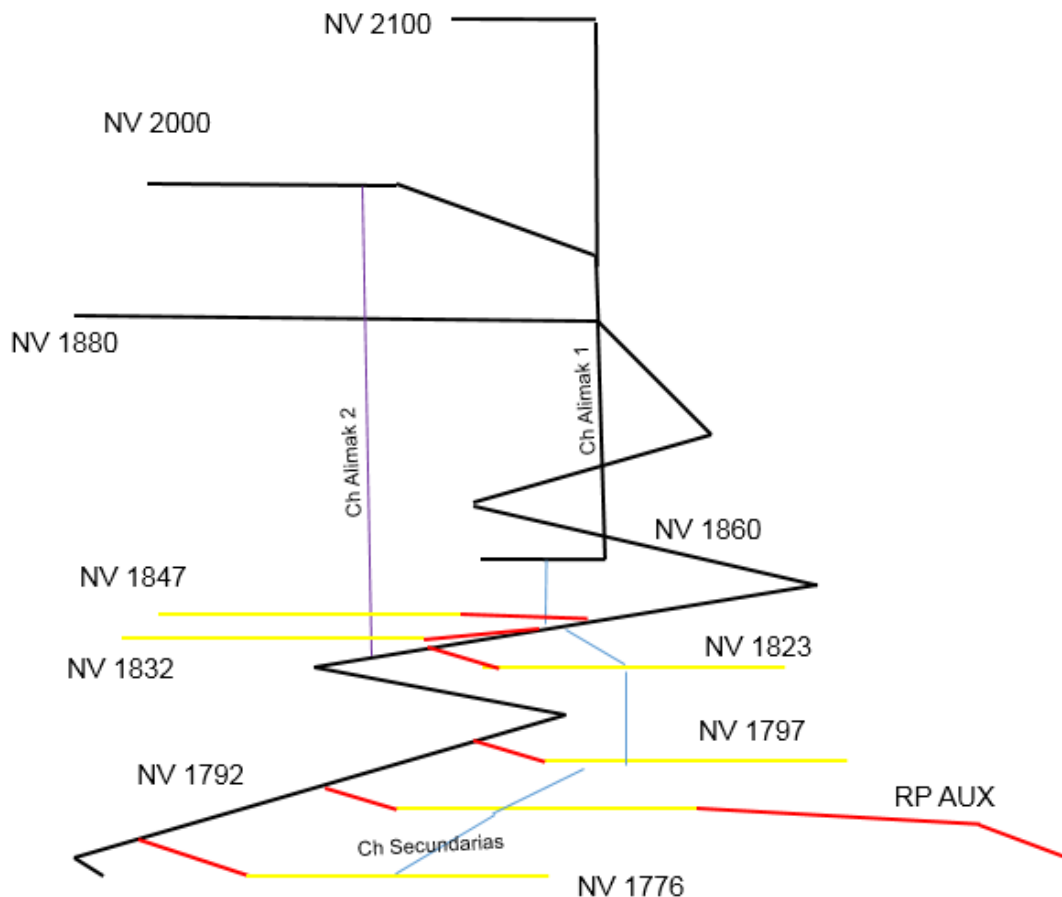
**R = 0,029 Kμ Resistencia Nivel 2100**

**4.2.22. Resistencia equivalente de la mina:** Los anteriores datos permiten calcular la resistencia equivalente de la mina mediante conexiones en paralelo y serie; la siguiente imagen permite visualizar y comprender de una el circuito y las labores actuales que tiene la mina el roble. Se realizó un esquema del circuito de ventilación actual para una comprensión más fácil de este (ver figura 17).

---

<sup>39</sup> Ibíd., p 54

**Figura 17. Esquema circuito de ventilación actual**



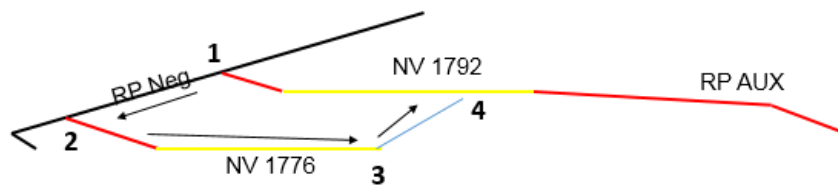
**Fuente. Datos de estudio**

A continuación se va a calcular por tramos las resistencias equivalentes de la mina el roble.

- **NV 1776 (Serie)**

Se puede analizar en la imagen que los tramos comprendidos entre los puntos 1-2, 2-3 y 3-4 se encuentran en serie, de forma tal que la resistencia será la suma de cada tramo.

**Figura 18. Esquema (RP.Neg, NV 1776, Chimenea 25m) en serie.**



**Fuente. Datos de estudio**

$$R'1776 = 9,41 \times 10^{-6} K\mu + 1,30 \times 10^{-4} K\mu + 8,83 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R'1776 = 1,48 \times 10^{-4} K\mu$$

- **NV 1792 – RP AUX (Serie)**

Se calcula la resistencia en el tramo del NV 1792 y la PR AUX o el tramo comprendido por los puntos 5,6 y 7, esa resistencia se encuentra en serie como se muestra en la siguiente imagen.

**Figura 19.** Esquema (NV 1792 y RP AUX) en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

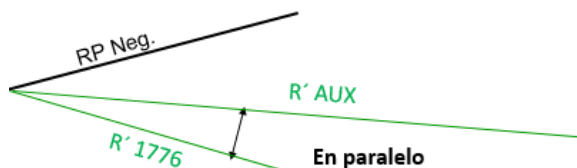
$$R'AUX = 8,98 \times 10^{-5} K\mu + 6,12 \times 10^{-5} K\mu$$

$$R'AUX = 1,51 \times 10^{-4} K\mu$$

- **R' 1776 – R'1792 (Paralelo)**

La resistencia resultante **R'1776** se encuentra en paralelo con la superior a esta, es decir **R'AUX**

**Figura 20.** Esquema (RP'1776 y RP' AUX) en paralelo.



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R'1792}} = \frac{1}{\sqrt{R'1776}} + \frac{1}{\sqrt{R'AUX}}$$

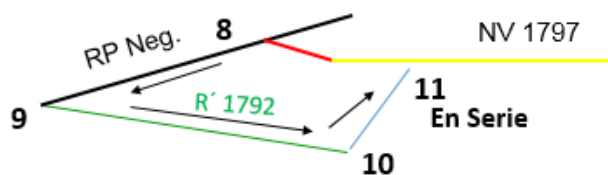
$$\frac{1}{\sqrt{R'1792}} = \frac{1}{\sqrt{1,48 \times 10^{-4} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{1,51 \times 10^{-4} K\mu}}$$

$$R'1792 = 3,73 \times 10^{-5} K\mu$$

- **NV 1792 (Serie)**

Ahora se calcula la resistencia entre los puntos 8,9, 10 y 11 los cuales se encuentran en serie.

**Figura 21.** Esquema (RP.Neg, R'1792 y Chimenea 25m), en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

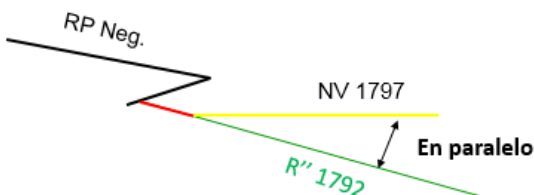
$$R''1792 = 5,51 \times 10^{-6} K\mu + 3,73 \times 10^{-5} K\mu + 8,83 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R''1792 = 5,51 \times 10^{-5} K\mu$$

- **R'' 1792 – NV 1797 (Paralelo)**

La resistencia resultante **R''1792** se encuentra en paralelo con el NV 1797.

**Figura 22.** Esquema (R'' 1792 y NV 1797) en paralelo.



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R'1797}} = \frac{1}{\sqrt{R''1792}} + \frac{1}{\sqrt{NV 1797}}$$

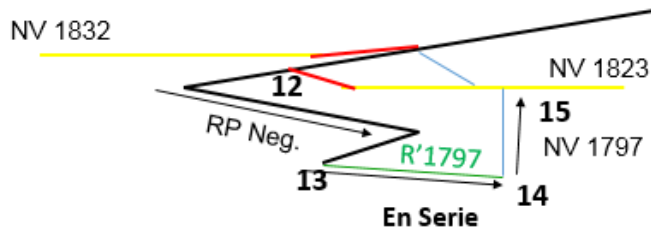
$$\frac{1}{\sqrt{R'1797}} = \frac{1}{\sqrt{5,51 \times 10^{-5} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{1,46 \times 10^{-4} K\mu}}$$

$$R'1797 = 2,11 \times 10^{-5} K\mu$$

- **NV 1797 (Serie)**

Siguiendo con el cálculo se realiza entre los puntos 12, 13, 14 y 15, en serie.

**Figura 23.** Esquema (RP.Neg, R'1797, Chimenea 25m). en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

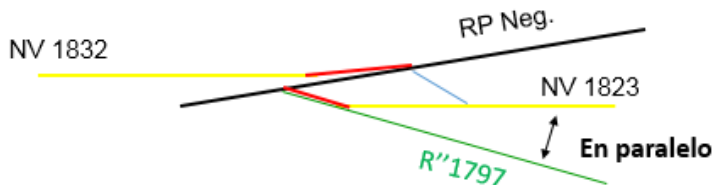
$$R''1797 = 3,58 \times 10^{-5} K\mu + 2,11 \times 10^{-5} K\mu + 8,83 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R''1797 = 6,57 \times 10^{-5} K\mu$$

- **R'' 1797 – NV 1823 (Paralelo)**

La resistencia resultante  $R''1797$  se encuentra en paralelo con el NV 1823.

**Figura 24.** Esquema ( $R''1797$  y NV 1823) en paralelo.



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R'1823}} = \frac{1}{\sqrt{R''1797}} + \frac{1}{\sqrt{NV 1823}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R'1823}} = \frac{1}{\sqrt{6,57 \times 10^{-5} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{1,28 \times 10^{-4} K\mu}}$$

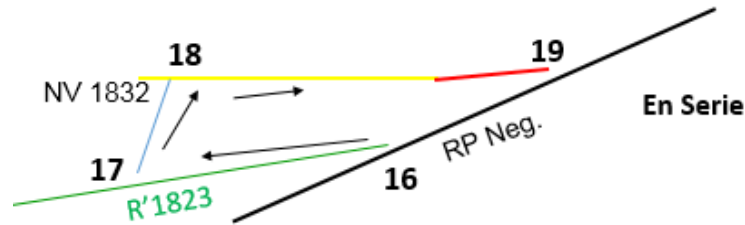
$$R'1823 = 1,56 \times 10^{-4} K\mu$$



- **NV 1823 (Serie)**

Los puntos 16, 17, 18 y 19, en serie. (RP.Neg, R'1823, Chimenea 25m).

**Figura 25.** Esquema (RP.Neg, R'1823, Chimenea 25m) en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

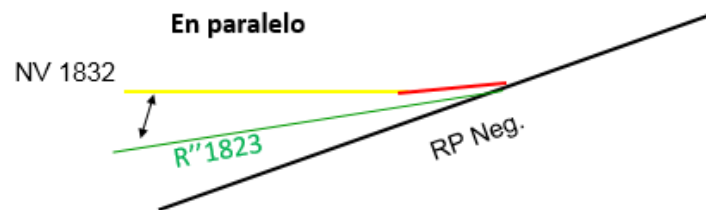
$$R''1823 = 2,07 \times 10^{-5} K\mu + 1,56 \times 10^{-4} K\mu + 8,83 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R''1823 = 1,85 \times 10^{-4} K\mu$$

- **R'' 1823 – NV 1832 (Paralelo)**

La resistencia resultante **R''1823** se encuentra en paralelo con el NV 1832.

**Figura 26.** Esquema (R'' 1823 y NV 1832) en paralelo.



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R'1832}} = \frac{1}{\sqrt{R''1823}} + \frac{1}{\sqrt{NV 1832}}$$

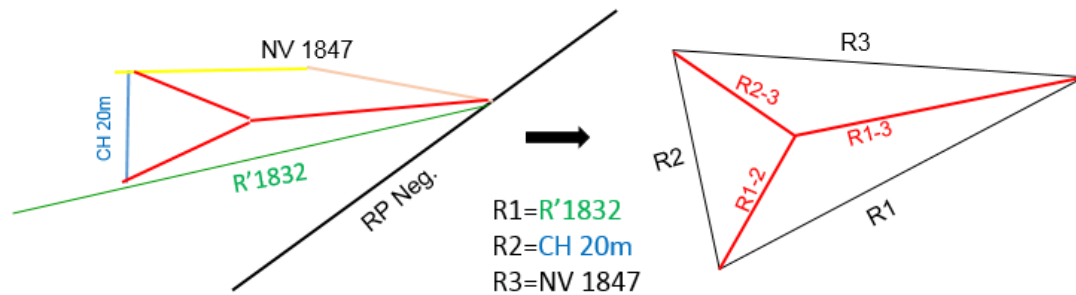
$$\frac{1}{\sqrt{R'1832}} = \frac{1}{\sqrt{1,85 \times 10^{-4} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{8,9 \times 10^{-5} K\mu}}$$

$$R'1832 = 3,10 \times 10^{-5} K\mu$$

- **NV 1832-NV 1847 (Estrella)**

Para este tramo de resistencia se empleó el desarrollo por resistencia en estrella ya que el NV 1832 y el NV 1847 tienen un mismo punto de acceso desde la Rampa negativa hacia sus respectivas galerías.

**Figura 27.** Esquema (NV 1832 y NV 1847) en estrella.



**Fuente.** Datos de estudio

De acuerdo a la ecuación número 8, se debe realizar sumatoria de las resistencias.

$$R1 = R'1832 = 3,10 \times 10^{-5} K\mu$$

$$R2 = Ch 20m = 7,06 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R3 = NV 1847 = 1,51 \times 10^{-4} K\mu$$

$$\Sigma R = R1 + R2 + R3$$

$$\Sigma R = 3,10 \times 10^{-5} K\mu + 7,06 \times 10^{-6} K\mu + 1,51 \times 10^{-4} K\mu$$

$$\Sigma R = 1,89 \times 10^{-4} K\mu$$

Empleando la ecuación número 8,

$$a_1 = \frac{3,10 \times 10^{-5} K\mu * (1,89 \times 10^{-4} K\mu - 3,10 \times 10^{-5} K\mu)}{1,89 \times 10^{-4} K\mu + 2\sqrt{3,10 \times 10^{-5} K\mu * (1,89 \times 10^{-4} K\mu - 3,10 \times 10^{-5} K\mu)}}$$

$$a_1 = 1,48 \times 10^{-5} K\mu$$

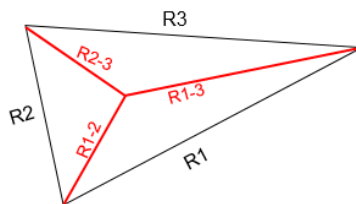
$$a_2 = \frac{7,06 \times 10^{-6} K\mu * (1,89 \times 10^{-4} K\mu - 7,06 \times 10^{-6} K\mu)}{1,89 \times 10^{-4} K\mu + 2\sqrt{7,06 \times 10^{-6} K\mu * (1,89 \times 10^{-4} K\mu - 7,06 \times 10^{-6} K\mu)}}$$

$$a_2 = 4,92 \times 10^{-6} K\mu$$

$$a_3 = \frac{1,51 \times 10^{-4} K\mu * (1,89 \times 10^{-4} K\mu - 1,51 \times 10^{-4} K\mu)}{1,89 \times 10^{-4} K\mu + 2\sqrt{1,51 \times 10^{-4} K\mu * (1,89 \times 10^{-4} K\mu - 1,51 \times 10^{-4} K\mu)}}$$

$$a_3 = 1,68 \times 10^{-5} K\mu$$

**Figura 28.** Esquema resistencias resultantes tipo estrella.



**Fuente.** Datos de estudio

$$R_{1-2} = 0,5(1,48 \times 10^{-5} K\mu + 4,92 \times 10^{-6} K\mu - 1,68 \times 10^{-5} K\mu)$$

$$R_{1-2} = 1,46 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R_{2-3} = 0,5(4,92 \times 10^{-6} K\mu + 1,68 \times 10^{-5} K\mu - 1,48 \times 10^{-5} K\mu)$$

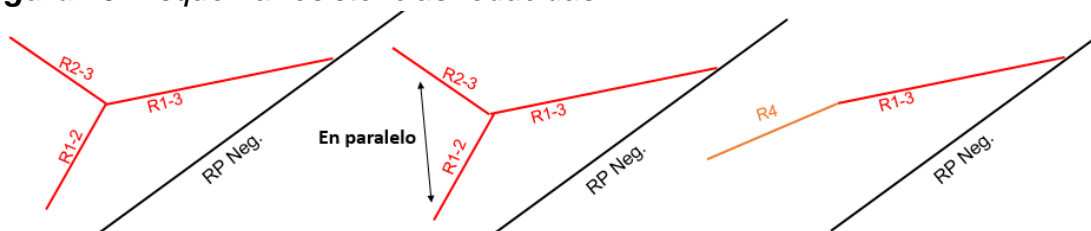
$$R_{2-3} = 3,45 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R_{1-3} = 0,5(1,48 \times 10^{-5} K\mu + 1,68 \times 10^{-5} K\mu - 1,48 \times 10^{-5} K\mu)$$

$$R_{1-3} = 8,4 \times 10^{-6} K\mu$$

Como lo muestra la siguiente figura, las resistencias  $R_{2-3}$  y  $R_{1-2}$  se encuentran en paralelo, realizando la sumatoria se tiene;

**Figura 29.** Esquema resistencias reducidas.



**Fuente.** Datos de estudio

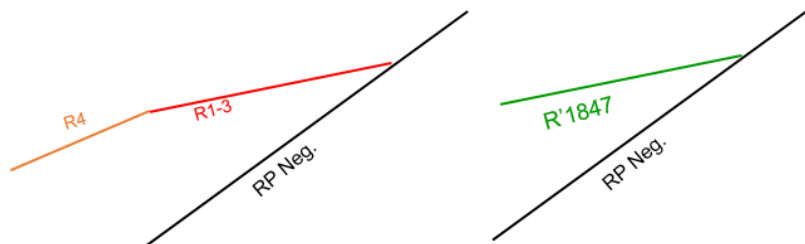
$$\frac{1}{\sqrt{R4}} = \frac{1}{\sqrt{R_{2-3}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{1-2}}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R4}} = \frac{1}{\sqrt{3,45 \times 10^{-6} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{1,46 \times 10^{-6} K\mu}}$$

$$R4 = 5,35 \times 10^{-7} K\mu$$

Ahora, la R4 y la R1-3, se encuentran en serie, la suma de estas es la resistencia del NV 1847.

**Figura 30.** Esquema resistencias reducidas resultantes.



**Fuente.** Datos de estudio

$$R'1847 = 8,98 \times 10^{-5} K\mu + 6,12 \times 10^{-5} K\mu$$

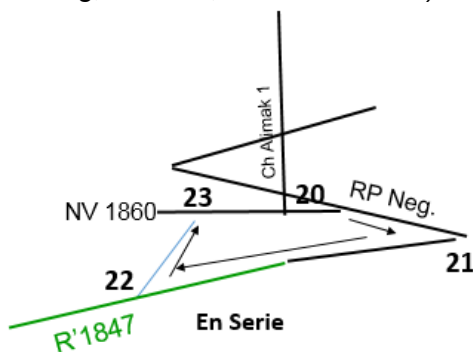
$$R'1847 = 5,35 \times 10^{-7} K\mu + 8,4 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R'1847 = 8,93 \times 10^{-6} K\mu$$

- **NV 1847 (Serie)**

Los puntos 20, 21, 22 y 23, en serie.

**Figura 31.** Esquema (RP Neg, R'1847, Chimenea 25m) en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

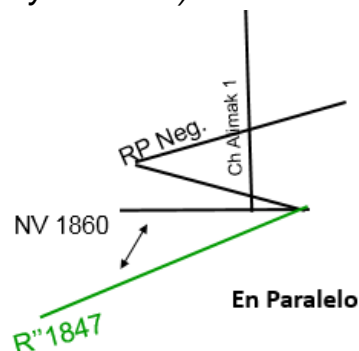
$$R''1847 = 1,51 \times 10^{-4} K\mu + 8,93 \times 10^{-6} K\mu + 8,83 \times 10^{-6} K\mu$$

$$R''1847 = 1,68 \times 10^{-4} K\mu$$

- **R'' 1847– NV 1860 (Paralelo)**

La resistencia resultante **R''1847** se encuentra en paralelo con el NV 1860.

**Figura 32.** Esquema (R'' 1847 y NV 1860) en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R'1860}} = \frac{1}{\sqrt{R''1847}} + \frac{1}{\sqrt{NV 1860}}$$

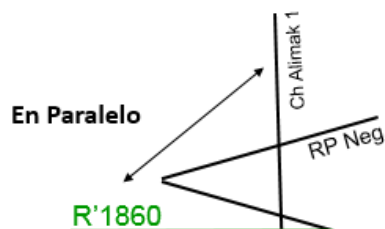
$$\frac{1}{\sqrt{R'1860}} = \frac{1}{\sqrt{1,68 \times 10^{-4} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{3,46 \times 10^{-5} K\mu}}$$

$$R'1860 = 1,63 \times 10^{-5} K\mu$$

- **R'1860– Ch Alimak 1 (Paralelo)**

La resistencia resultante **R'1860** se encuentra en paralelo con la Chimenea Alimak 1.

**Figura 33.** Esquema R'1860 t y Chimenea Alimak 1 en paralelo



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R'Alimak}} = \frac{1}{\sqrt{R'1860}} + \frac{1}{\sqrt{Ch Alimak 1}}$$

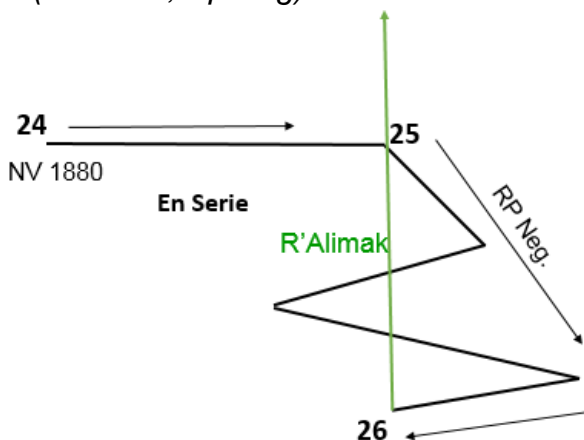
$$\frac{1}{\sqrt{R'Alimak}} = \frac{1}{\sqrt{1,63 \times 10^{-5} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{6,38 \times 10^{-6} K\mu}}$$

$$R'Alimak = 2,41 \times 10^{-6} K\mu$$

- **NV 1880 (Serie)**

Ahora se va a calcular la resistencia del NV 1800 con el tramo de Rampa hasta el NV 1860. Es decir, los puntos 24, 25, 26 en serie.

**Figura 34.** Esquema (NV 1800, Rp Neg) en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

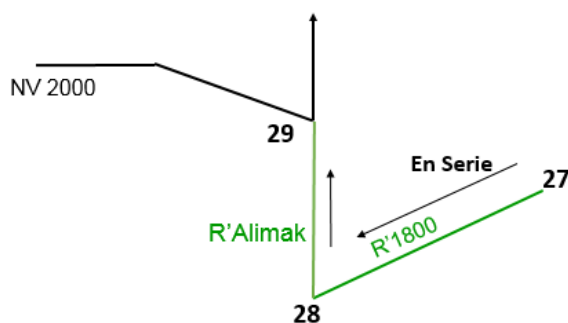
$$R'1800 = 9,97 \times 10^{-9} K\mu + 4,85 \times 10^{-8} K\mu$$

$$R'1800 = 5,84 \times 10^{-8} K\mu$$

- **R'1800 – R' Alimak (Serie)**

Obteniendo estas dos resistencias se calculan en serie, o por los puntos 27, 28, y 29.

**Figura 35.** Esquema (R'1800 y R' Alimak) en serie.



**Fuente.** Datos de estudio

$$R''Alimak = 2,41 \times 10^{-6} K\mu + 5,84 \times 10^{-8} K\mu$$

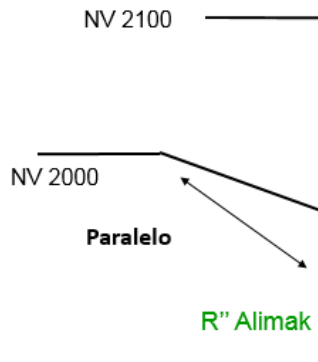
$$R''Alimak = 2,46 \times 10^{-6} K\mu$$



- **R''Alimak-NV 2000 (Paralelo)**

Estas dos resistencias restantes se calculan en paralelo.

**Figura 36.** Esquema (R''Alimak y NV 2000) en paralelo.



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R'2000}} = \frac{1}{\sqrt{R''Alimak}} + \frac{1}{\sqrt{NV 2000}}$$

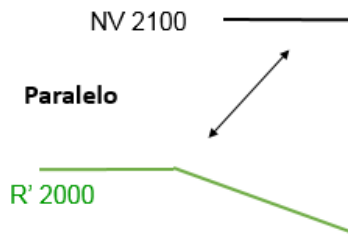
$$\frac{1}{\sqrt{R'2000}} = \frac{1}{\sqrt{2,46 \times 10^{-6} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{4,2 \times 10^{-2} K\mu}}$$

$$R'2000 = 2,72 \times 10^{-6} K\mu$$

- **R'2000-NV 2100 (Paralelo)**

Para hallar la resistencia total de la mina el roble se calcula las dos resistencias restantes en paralelo.

**Figura 37.** Esquema (R'2000 y NV 2100) en paralelo.



**Fuente.** Datos de estudio

$$\frac{1}{\sqrt{R \text{ Mina}}} = \frac{1}{\sqrt{R'2000}} + \frac{1}{\sqrt{NV 2100}}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R \text{ Mina}}} = \frac{1}{\sqrt{2,72 \times 10^{-6} K\mu}} + \frac{1}{\sqrt{2,9 \times 10^{-2} K\mu}}$$

$$R \text{ Mina} = 2,66 \times 10^{-6} K\mu$$

#### 4.2.23. Curva característica de la mina

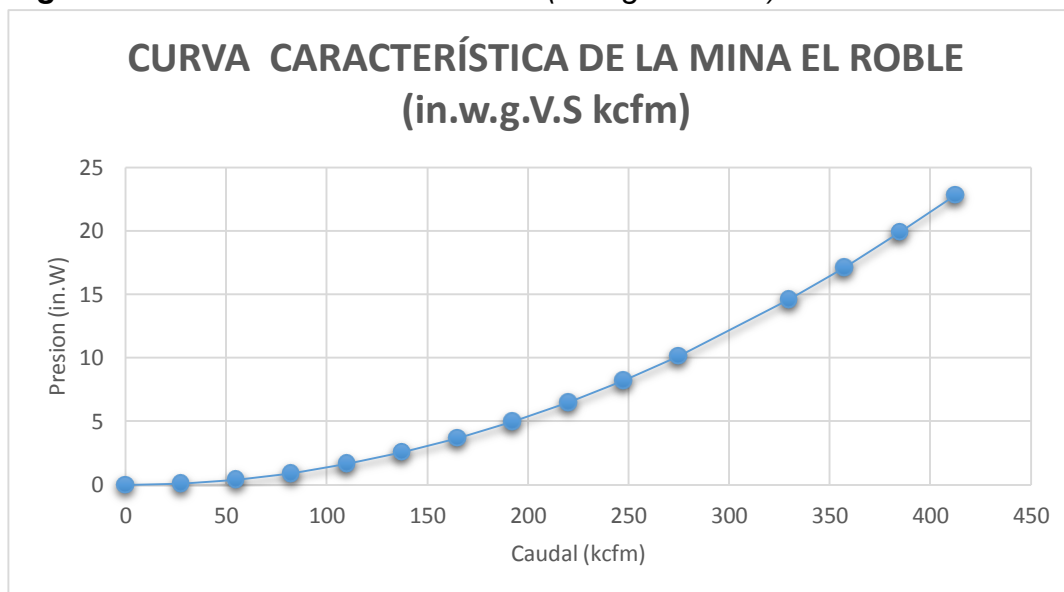
Tras obtener la resistencia equivalente de la mina, se procederá a realizar la curva característica de la mina. Dicha curva graficará caída de presión ( $\Delta H$ ) vs Caudal. La presión resulta de la ecuación número 2, se realizó la tabla con las unidades internacionales y unidades anglosajonas, y a su vez se graficó esta curva.

**Tabla 20.** Datos - Curva de la mina el Roble

CURVA DE LA MINA				
R (murgues)	Q (m3/s)	P (mmca)	Q (kCFM)	P (In.W)
0,0026	0	0	0	0
	10	0,26	27,5	0,1014
	20	1,04	55	0,4056
	30	2,34	82,5	0,9126
	40	4,16	110	1,6224
	50	6,5	137,5	2,535
	60	9,36	165	3,6504
	70	12,74	192,5	4,9686
	80	16,64	220	6,4896
	90	21,06	247,5	8,2134
	100	26	275	10,14
	120	37,44	330	14,6016
	130	43,94	357,5	17,1366
	140	50,96	385	19,8744
	150	58,5	412,5	22,815

**Fuente.** Datos de estudio

**Figura 38.** Curva de la mina el Roble (in.w.g VS kcfm)



**Fuente.** Datos de estudio

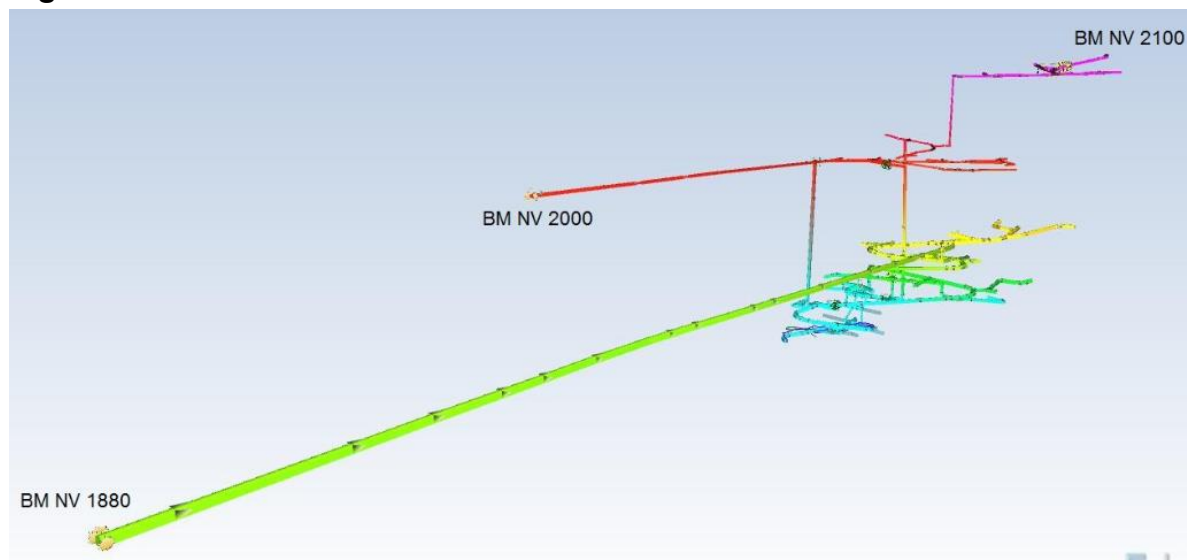
**4.2.24. Modelamiento circuito actual - Software Ventsim:** La ventilación ha sido una de las primeras preocupaciones en las minas subterráneas durante cientos de años, pero no fue hasta la introducción del análisis de modelos computarizados, que la planificación y modelado de ventilación eran "artes oscuras" que se apoyaban en la experiencia, suposiciones y cálculos extensos. Ventsim ayudar a diseñar, mejorar y optimizar visualmente los sistemas de ventilación subterráneos<sup>40</sup>.

Para la realización del proceso de simulación en el software ventism de las labores de la mina El Roble, se hizo necesario previamente el uso del software AutoCAD, ya que se necesitaba crear el plano de las labores en tres dimensiones. En el Software Ventsim se calibro para las condiciones presentes en la mina, se realizó la modificación de secciones de las diferentes labores y se añadieron los ventiladores que tiene la mina. (Ver Figuras 39, 40 y 41).

---

<sup>40</sup> CHASM CONSULTING. Ventsim Visual Guía de usuario. P 19.

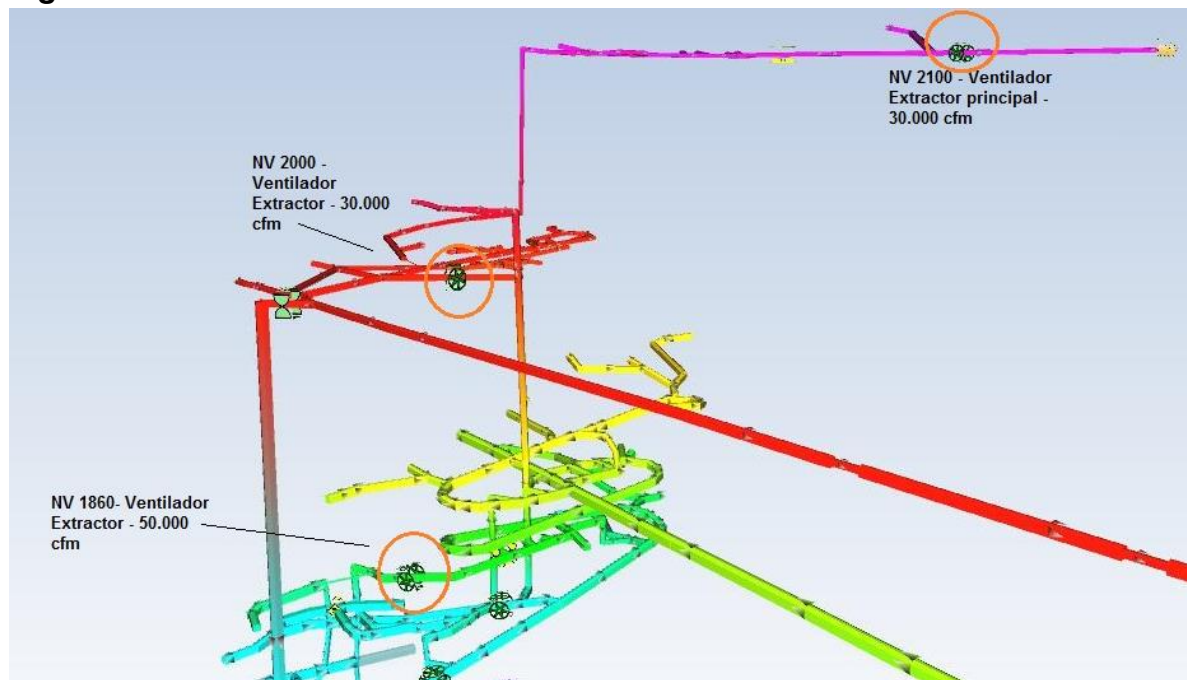
**Figura 39.** Vista 1 .Modelamiento del circuito de ventilación actual



**Fuente.** Datos de estudio-Software Ventsim

Se muestra las labores de la mina el roble y los ventiladores principales que se están usando y su ubicación.

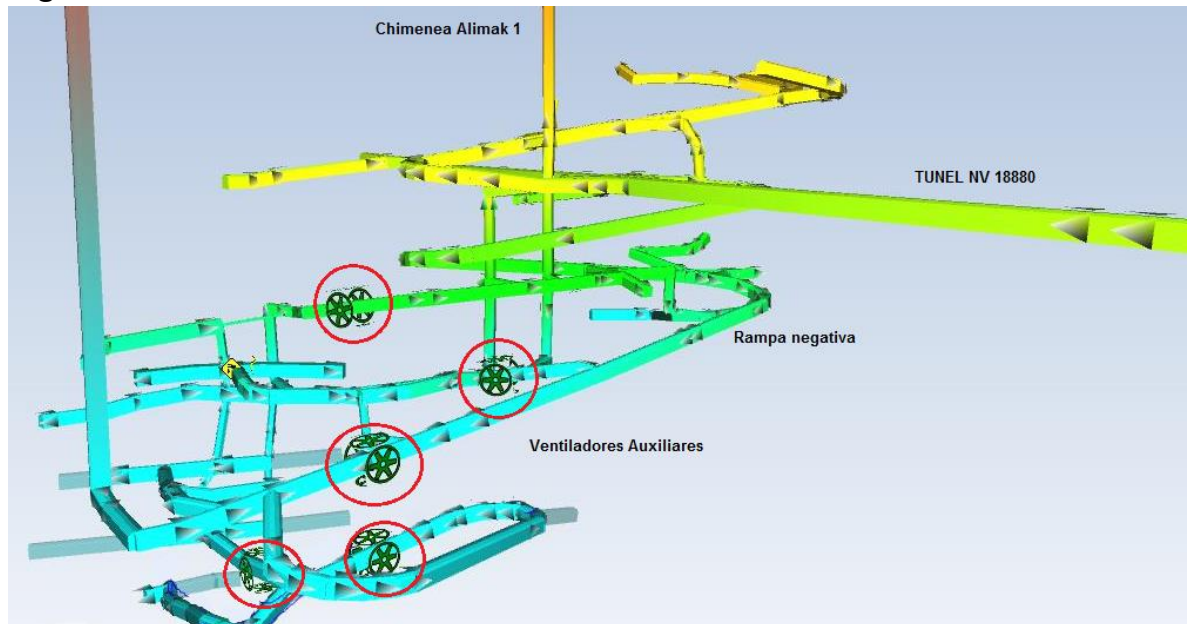
**Figura 40.** Vista 2 .Modelamiento del circuito de ventilación actual



**Fuente.** Datos de estudio-Software Ventsim

Se observa los ventiladores principales y el flujo que lleva el aire hacia los diferentes puntos y labores de la mina.

**Figura 41.** Vista 3 .Modelamiento del circuito de ventilación actual



**Fuente.** Datos de estudio-Software Ventsim

### 4.3.DIAGNÓSTICO DE LAS FALLAS E INCONVENIENTES EN EL SISTEMA DE VENTILACION

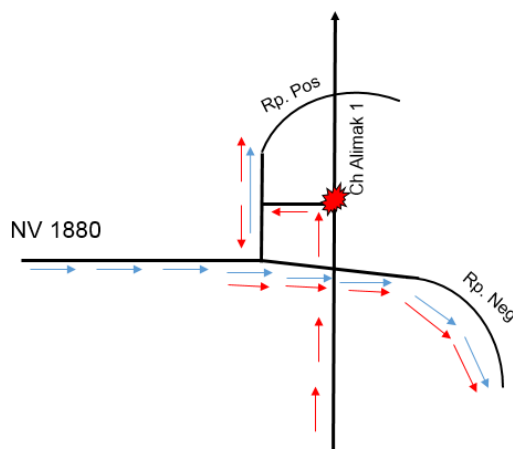
La ventilación es la operación más importante en la seguridad de cualquier mina, la cual está contemplada según el decreto 1886 de 2015; una vez realizadas las diferentes mediciones del sistema de ventilación se evidencia el deficiente suministro o cobertura llevando como consecuencia las constantes paradas de la mina. Para los últimos 3 meses se han registrado paradas de operación en promedio de dos a tres horas por día, a causa de la falta de ventilación en los frentes, al elevarse los niveles de polución, cuando los equipos están en operación al mismo tiempo y en la misma zona, al elevarse la temperatura, la cual y según registros alcanzo valores máximos de 31°C (Ver Anexo Aforos)

La toma de datos de caudal de distribución de caudales ha mostrado dos puntos en donde ocurren mezclas no deseadas de corrientes de aire limpia y viciado (corto circuito). Existe evidencia de 2 puntos de corto circuito en el interior de la mina.

#### Corto Circuito NV 1880

El cruce 1880 o NV1880 que funciona como túnel de ingreso y salida tanto de personal como de maquinaria es el primer corto circuito presente en toda la mina. Sobre este punto se desprenden las dos rampas de acceso, y existe una conexión con la chimenea principal de extracción de aire viciado, que a través de este sitio permite la mezcla de aire mixto. (Ver figura 42)

**Figura 42.** Esquema corto circuito NV 1880



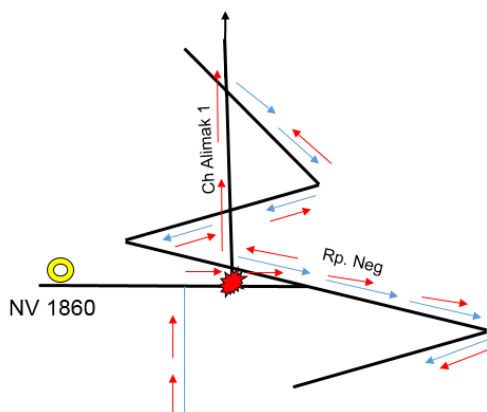
**Fuente.** Datos de estudio

#### Corto Circuito NV 1860

Por este nivel de la mina se está presentando el ingreso de aire viciado a través de la chimenea Alimak; si bien existe una pared de lona no es suficiente y el aire viciado se escapa e ingresa a la rampa negativa, capturado y posteriormente enviado a las labores de Zeus. (Ver figura 43)



**Figura 43.** Esquema corto circuito NV 1860



**Fuente.** Datos de estudio

Así mismo los ductos de ventilación y las mangas usadas presentan problemas con la adaptación a los ventiladores, la unión con otras mangas para formar tramos es deficiente y no se realiza un mantenimiento adecuado ni un cambio cuando estas se encuentran rotas (Ver Imagen 9), además que hace falta la disponibilidad de diámetros requeridos, y las reparaciones son coyunturales disponiendo de operarios para solucionar estas averías y fallas solo cuando se presentan .

**Imagen 9.** Mangas de Ventilación en mal estado.



**Fuente.** Datos de estudio

La mina no cuenta con el encargado de la supervisión de la ventilación en cada turno, no hay ingenieros jefes de ventilación y personas encargadas para realizar mediciones, cálculos periódicos, y planos respectivos. A su vez, no se realiza un mantenimiento preventivo a las vías de ventilación, ventiladores, sistemas de control y puertas de regulación, para poder evitar obstrucciones, fugas e interrupciones que puedan interrumpir el flujo de aire. No se cuenta de forma permanente con los equipos de medición de gases en las diferentes labores de explotación, solo se saben los valores de concentración hasta que el jefe de seguridad y salud en el trabajo realiza su ronda periódica de toma de datos.

Los equipos y maquinaria generan la cantidad más elevada de volumen de aire contaminante en la mina, el cual se evidencia teóricamente y experimentalmente. Además los filtros de los equipos como los tres Scoop se “sopletean” o se cambian cada 200 horas, lo que genera más contaminación. Conjuntamente después del NV 1832 en la rampa negativa se genera una gran cantidad de concentración de gases ya sea por la simultaneidad de equipos trabajando en la misma zona y al mismo tiempo generan paradas en los trabajos del personal y por consiguiente paradas en operación.

Igualmente no se realiza aislamiento ni la señalización efectiva de las áreas de trabajo antiguas y/o abandonadas, además no existe un sistema de monitoreo permanente y continuo de monóxido de carbono (CO) y oxígeno (O<sub>2</sub>) para los equipos diésel, en sitios especiales para esto.

La mina no cuenta con un sentido de importancia por la ventilación, esto conlleva a un olvido del funcionamiento del sistema lo que da como resultado en una carencia y fallas constantes, las cuales pueden generar pérdidas de producción así como malestar en los trabajadores.

**4.3.1. Cobertura actual:** De acuerdo al promedio de aforos realizados durante tres meses, se realiza una tabla resumen de ingreso y salida de caudales, además del requerimiento necesario. (Ver Anexo K).

**Tabla 21.** Resumen Cobertura Actual

RESUMEN	Caudal (cfm)
INGRESO DE AIRE FRESCO	50.747
SALIDA DE AIRE VICIADO	43.445
REQUERIMIENTO DE AIRE	279.705
<b>% COBERTURA</b>	<b>16%</b>

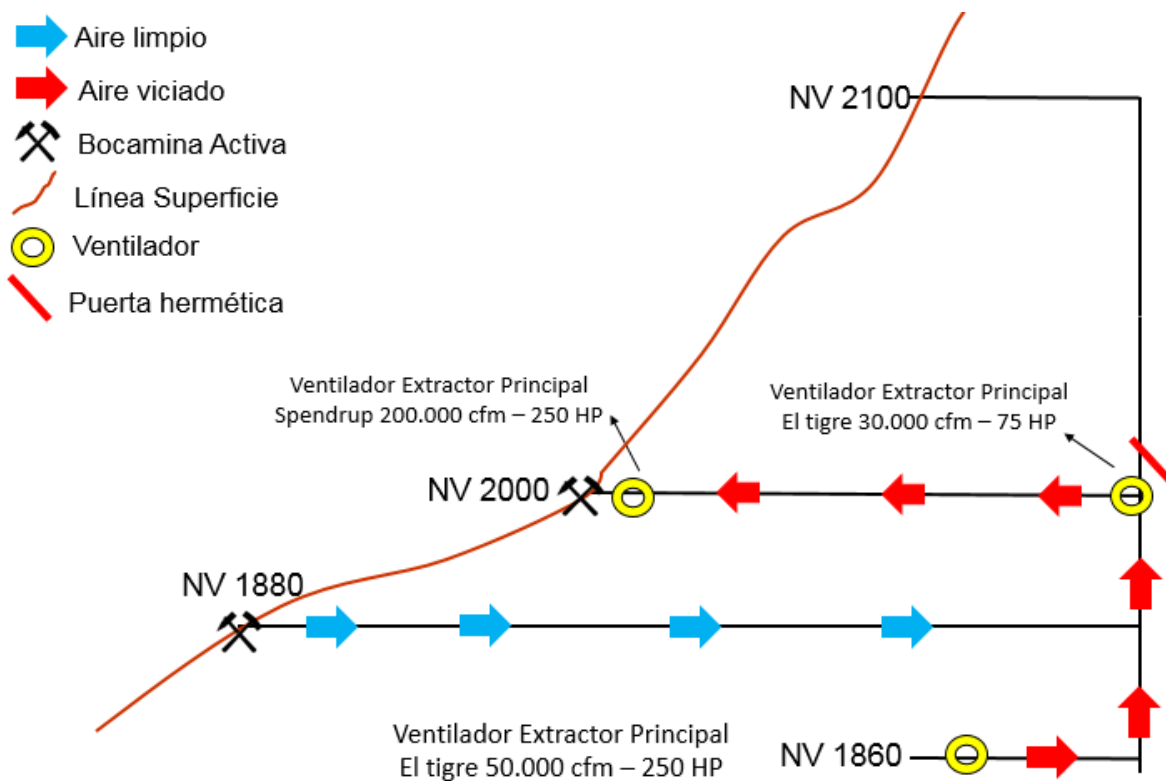
**Fuente.** Datos de estudio

Muestra una cobertura muy baja y evidencia en teoría la falla que existe en el sistema de ventilación actual.

#### 4.4.CIRCUITO DE VENTILACIÓN PROPUESTO

De acuerdo a los cálculos realizados y el análisis el circuito de ventilación propuesto comprende una única salida de aire viciado en el NV 2000 y sugiere un nuevo ventilador extractor principal, el cual hace que un ventilador de 30.000 cfm no se tenga en cuenta.( Ver Figura 44) y ( Ver plano Isométrico propuesto)

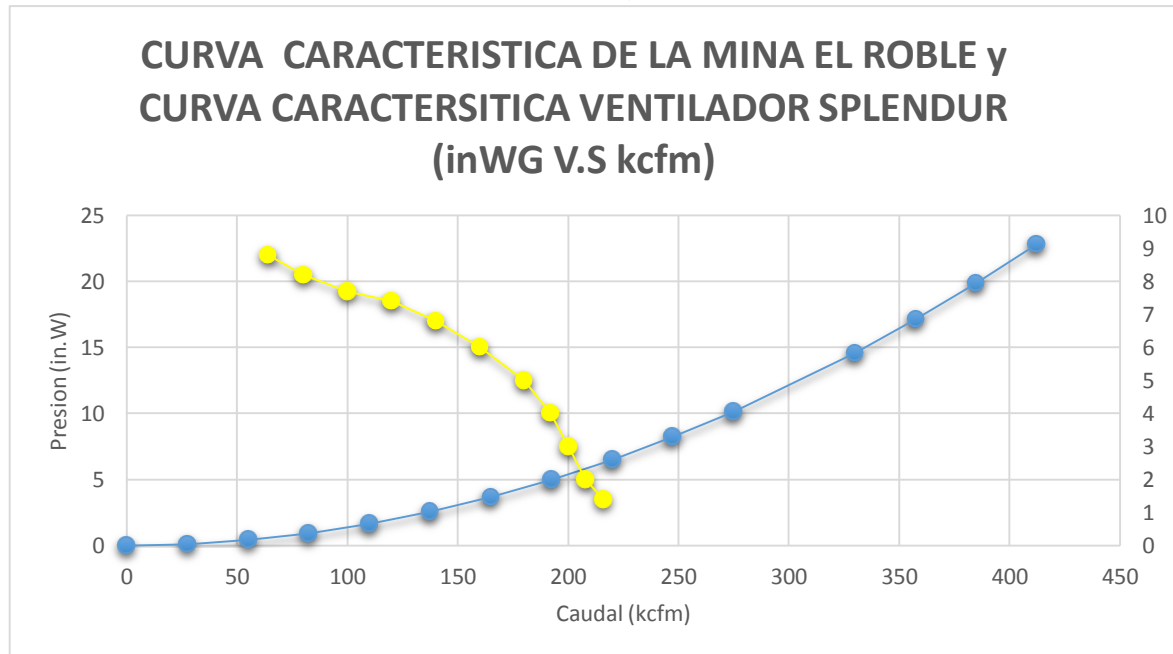
**Figura 44.** Esquema de circuito de ventilación mina El Roble propuesto



**Fuente.** Datos de estudio

**4.4.1. Ventilador SPENDRUP:** Se propone la compra de un ventilador Spendrup Modelo 200-080-1200-A-2 de 200.000 cfm, 250 Hp y diámetro de 78,76 pulgadas (200 cm). Se escoge este ventilador ya que sus características lo hacen el ventilador efectivo para este nuevo sistema de ventilación. (Ver Anexo M FANCURVE 200-080-1200-A-2-D)

**Figura 45.** Curva de la mina el Roble (in.w.g V.S kcfm)



**Fuente.** Datos de estudio

**4.4.2. Nueva Bocamina NV 2000:** El NV 2000 no presentaba las condiciones óptimas para que fuera una salida de aire viciado para los requerimientos del NV 1880, es por eso que se empezó a trabajar una bocamina nueva a 20m de la bocamina antigua ya que la sección de la labor para poder extraer aire viciado desde el NV 1880 y con la nueva adquisición del ventilador spendrup tenía que ampliarse. Se decidió abrir un nuevo túnel de aproximadamente de 200m hasta comunicar con el túnel antiguo y mejorar la salida de aire. (Ver Imagen 10)

**Imagen 10.** Bocamina nueva nivel 2000 junto con bocamina antigua nivel 2000



**Fuente.** Datos de estudio

**4.4.3. Cobertura propuesta:** De acuerdo a la disposición del nuevo ventilador extractor principal de 200.000 cfm y dos ventiladores de 30.000 y 50.000 cfm respectivamente, se calculó la salida del aire viciado para 280.000 cfm, obtenido una cobertura de 100% para requerir que 279.000 cmf se puedan extraer del interior de la mina. (Ver Anexo L)

**Tabla 22.** Resumen Cobertura propuesta

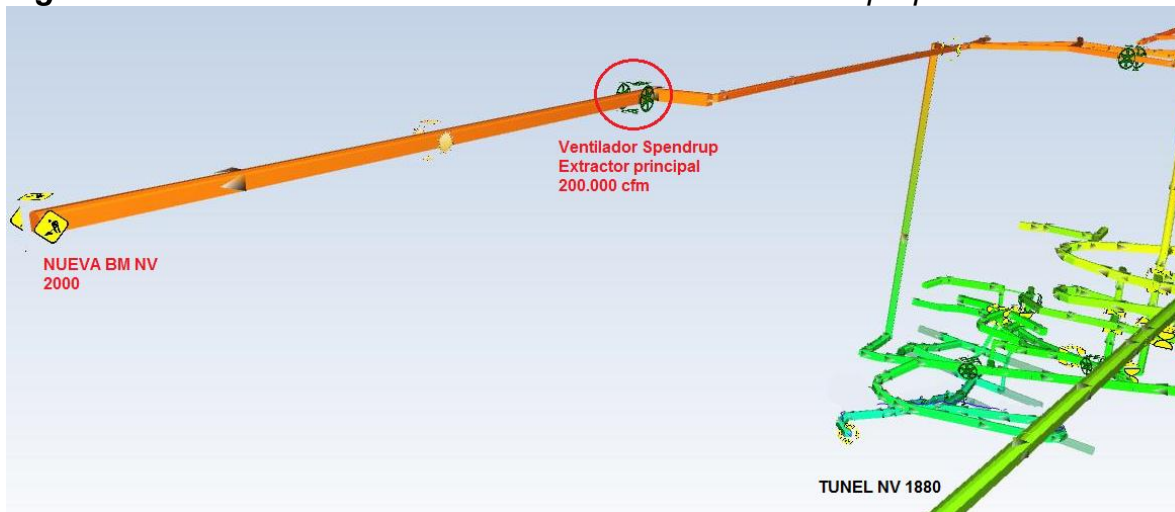
RESUMEN	Caudal (cfm)
INGRESO DE AIRE FRESCO	50.747
SALIDA DE AIRE VICIADO	260.000
REQUERIMIENTO DE AIRE	279.705
<b>% COBERTURA</b>	<b>93%</b>

**Fuente.** Datos de estudio

Por métodos numéricos la cobertura sería igual al 100%, pero se necesita un ajuste ya que el sistema nunca será ideal y tendrá algunas fallas ya que es un sistema de y flujo dinámico, además hay muchas condiciones que inciden en una explotación minera para que se considere un ajuste del 10% en la cobertura planteada.

**4.4.4. Modelamiento circuito propuesto - Software Ventsim:** Para modelar el circuito de ventilación propuesto en el software Ventsim, se realizaron las adecuaciones y mejoras pertinentes como la bocamina nueva en el nivel 2000, y el nuevo ventilador principal extractor spendrup. (Ver figuras 46 y 47).

**Figura 46.** Vista 1 .Modelamiento del circuito de ventilación propuesto

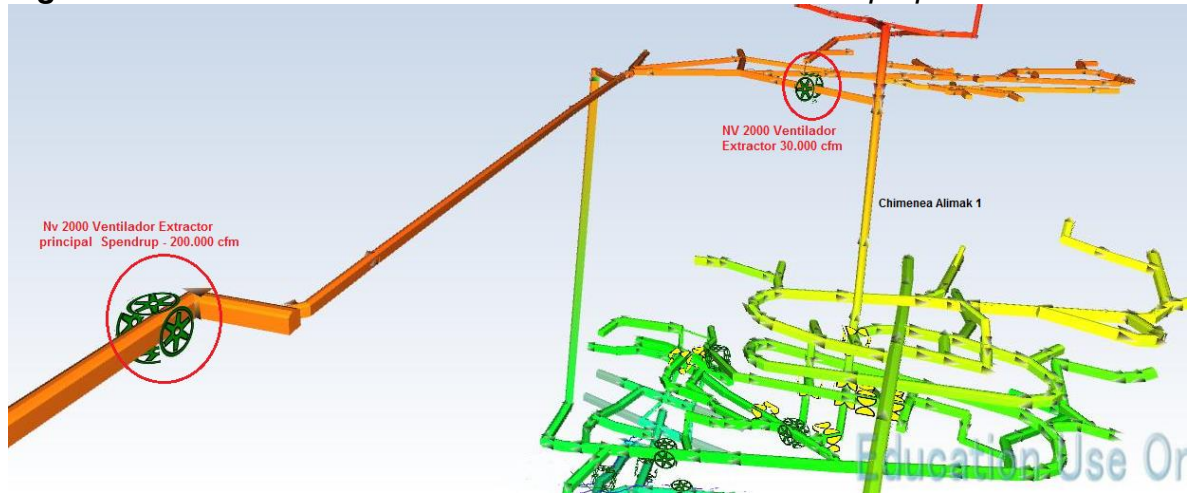


**Fuente.** Datos de estudio-Software Ventsim



Se observa la vista de las labores del NV 2000, junto con los ventiladores que se emplearan para extraer el aire viciado de la región inferior de la mina.

**Figura 47.** Vista 2 .Modelamiento del circuito de ventilación propuesto



**Fuente.** Datos de estudio-Software Ventsim



## 5. EVALUACIÓN ECONÓMICA

Este capítulo incluye los aspectos a tener en cuenta para conocer el alcance de la rentabilidad de la propuesta de mejoramiento, haciendo énfasis en el impacto financiero que se genera como consecuencia de la implementación de esta propuesta

### 5.1.INVERSION

La inversión planeada en la mina el Roble comprende la adquisición de un Ventilador de 200.000 cfm y 250 HP, como se mencionó en el capítulo anterior, con el propósito de mejorar el sistema de ventilación, mejorar las condiciones de la mina y garantizar la producción continua de material.

**Tabla 23.** Resumen Ventilador Spendrup 200.000 cfm

EQUIPO	COD.	UBICACIÓN	CAUDAL (cfm)	POTENCIA (HP)
VENTILADOR SPENDRUP 200-080-1200-A-2	V -13	NV 2000	200.000	250
<b>COSTO</b>	<b>\$ 213.000.000</b>			

**Fuente.** Datos de estudio

### 5.2.VIABILIDAD PROPUESTA DE VENTILACIÓN

Viabilidad es la cualidad de viable (que tiene probabilidades de llevarse a cabo o de concretarse gracias a sus circunstancias o características). Es un estudio que intenta predecir el eventual éxito o fracaso de un proyecto. Para este caso se va a comparar el costo del consumo energético que tiene actualmente la mina el roble con el costo energético que se propone y que ciertamente aumentara con la adquisición del nuevo ventilador. A su vez se realiza un análisis del costo de paradas productivas que diariamente tiene la mina y las cuales generan pérdidas por de dejar de producir cierta cantidad de toneladas al día, las cuales serán compensadas con la adquisición del nuevo ventilador y su consumo energético.

**5.2.1. Costo consumo energético:** La siguiente tabla muestra el resumen y comparación de la ventilación en los circuitos actuales y propuestos en la mina el roble. Se analizó el costo únicamente de la ventilación principal extractora, ya que es la que generará un cambio de acuerdo a la propuesta de mejora. Para determinar los siguientes datos se tomaron las diferentes características de los ventiladores como; horas trabajadas mensuales, costo de kilowatt por hora, potencia de los ventiladores, caudal, entre otras. (Ver Anexo N, O y P)

**Tabla 24.** Tabla resumen costo consumo actual y propuesto ventilación extractora mina el Roble

TOTAL CONSUMO	CIRCUITO ACTUAL	CIRCUITO PROPUESTO	INCREMENTO	% INCREMENTO
TOTAL CONSUMO MES	\$ 33.825.132	\$ 56.196.180	\$ 22.371.048	60,19%
TOTAL CONSUMO DIA	\$ 1.127.504	\$ 1.873.206	\$ 745.702	
TOTAL CONSUMO HORA	\$ 59.342	\$ 98.590	\$ 39.247	

**Fuente.** Datos de estudio

El costo del consumo energético propuesto se realiza agregando el nuevo ventilador extractor y aproximando su tiempo de trabajo diario, el incremento del consumo de energía de la ventilación propuesta es de \$40.000(COP) hora, es decir un 60%. Un valor que a simple vista es elevado pero realizando el siguiente análisis se equilibra con las constantes paradas de personal, equipos y producción, que se analizará a continuación.

**5.2.2. Costo paradas operativas en mina:** La principal causa de las frecuentes paradas que tiene la mina, es la deficiencia de ventilación. Estas paradas, afectan los costos de producción de la mina, costos fijos como el personal y el costo de alquiler de varios equipos. Se realizó un análisis tomando un tiempo promedio de parada de 1 hora por turno de 12 horas (2 horas al día) (Ver Anexo Q)

**Tabla 24.** Resumen costo parada día

COSTO PRODUCCION HORA	COSTO NOMINA HORA	COSTO EQUIPOS ALQUILADOS HORA	COSTO TOTAL HORA	COSTO TOTAL 2 HORAS
\$ 426.316	\$ 131.579	\$ 64.912	\$ 622.807	\$ 1.245.614

**Fuente.** Datos de estudio

Estos costos de paradas de producción se convierten en pérdidas para la mina, ya que al frecuentar tiempos sin trabajar y sin generar ganancias, limitan el rendimiento operativo en la mina. Se realizó una proyección de “pérdidas” mensuales y anuales, dando como resultado la siguiente tabla.

**Tabla 25.** Resumen proyección costo parada

COSTO TOTAL PARADA DIA	COSTO TOTAL PARADA MES	COSTO TOTAL PARADA AÑO
\$ 1.245.614	\$ 37.368.421	\$ 448.421.053

**Fuente.** Datos de estudio

Esto quiere decir que si la mina no mejora la ventilación, estaría perdiendo solo con 2 horas de parada de producción al día, aproximadamente \$1'250.000 (COP) diariamente, comparando con el incremento de costo por consumo de ventilación aproximadamente \$40.000 (COP) al día, evidencia la implementación y la viabilidad del nuevo ventilador propuesto. En otras palabras, para perder más de 1'000.000 (COP) cada hora, es mejor invertir \$40.000 (COP) que garantizaran una mejor condición y cobertura del sistema de ventilación, sin tener pérdidas a causa del sistema.

## CONCLUSIONES

Se describieron y conocieron las condiciones de operación de la mina el roble además de su sistema de ventilación actual.

Se identificaron y analizaron los inconvenientes y fallas de la ventilación en la operación minera, mediante trabajo de campo como aforos y mediciones, además de emplear el Software Ventsim para modelar el sistema y proponer una solución óptima.

EL sistema de ventilación de la mina El Roble no se está cumpliendo el Reglamento 1886 de 2015, en los artículos 41, 43, 44, 46, 57 del Título II de Ventilación.

Si bien se realiza un monitoreo de la atmósfera al interior de la mina midiendo las concentraciones de los gases, ésta labor solo la realiza la cuadrilla de salud y seguridad, y no son de forma permanente no van de la mano con las actividades conjuntas que, debería si existiera el componente de técnicos y/o expertos de la cuadrilla de control y mantenimiento de las condiciones y ductos de ventilación.

La cobertura del actual sistema de ventilación de la mina el roble es aproximadamente de 16%, y la cobertura propuesta aumenta un 77%.

Los equipos y maquinaria generan la cantidad más elevada de volumen de aire contaminante en la mina. (199.000 cfm)

La mina no cuenta con un grupo técnico encargado de la ventilación y todo su proceso (planos, mediciones, cálculos, mantenimiento, ensayos, propuestas).

Se propusieron alternativas de mejoramiento al sistema de ventilación las cuales tienen que realizarse frecuentemente y de acuerdo con la necesidad y requerimiento de aire calculado.

La nueva bocamina del NV 2000 a raíz de su sección, generará un caudal mayor de para poder permitir una salida de aire viciado de forma óptima.

La recomendación más importante que se realizo es la adquisición de un nuevo ventilador de 200.000 cfm el cual proporcionara una cobertura mayor y con óptimos resultados en el trabajo minero de la Mina el Roble.

La curva del sistema de la mina y la curva característica del ventilador generan un punto óptimo operativo para la mina.

Se realizó un análisis de costo en relación a la energía consumida por el circuito de ventilación actual y circuito de ventilación propuesto donde se incrementara el consumo energético un 60%, pero con las constantes paradas de la mina se pierde económicamente un promedio de 1'200.000 COP al día.

De acuerdo al análisis planteado la propuesta sobre la adquisición del nuevo ventilador es viable desde el punto de vista económico, productivo y social.

No se ha determinado la real importancia y necesidad de tener caracterizado el proceso de ventilación adecuado en la mina esto conlleva a un olvido del funcionamiento del sistema lo que da como resultado en una carencia y fallas constantes, las cuales pueden generar pérdidas de producción así como malestar en los trabajadores.

## RECOMENDACIONES

Se necesita dar un cumplimiento efectivo al Decreto 1886 de 2015, creando cuadrillas de trabajadores, personal encargado de las mediciones y cálculos, esto para mantener un sistema de ventilación adecuado, un ambiente de trabajo efectivo, y una producción continua.

Es necesario un riguroso mantenimiento de los ventiladores, ya que esto lleva a frecuentes fallas en la ventilación lo cual causa que se tenga que parar en muchas ocasiones la operación de la mina.

Se necesita realizar frecuentes arreglos a las puertas de ventilación garantizando el hermetismo adecuado, además de los ductos y mangas de ventilación para contrarrestar los cortos circuitos generados y posibles a generarse.

Se recomienda verificar y registrar semanal o con mayor frecuencia los caudales de ventilación que circulan por todas las vías de la labor minera subterránea, y anotarlas en un plano de ventilación.

Se plantea una revisión periódica a la maquinaria y equipos Diesel, mantenerlos en un estado óptimo y realizar cambios de filtro cada 100 horas, para mejorar las condiciones de ventilación a raíz del volumen de aire contaminante producido.

Se propone la idea de implementar un estricto secuenciamiento de las actividades, ciclos y labores de extracción como la perforación, voladura, carguío y transporte de mineral, así como el sostenimiento y los constantes rellenos con RDC así como los trabajos varios, esto para dar una solución a la simultaneidad que se tiene. Esto va conjunto con una implementación adecuada, mejorada y calculada de la investigación de operaciones en esta mina.

Se necesita ver la importancia de la ventilación, la operación en una mina subterránea no se desarrollaría sin tener una atmosfera y un ambiente favorable para respirar y trabajar. Desde la operación y los objetivos planteados con los jefes a cargo, se requiere un control estricto para mejorar día a día la ventilación de la mina el roble.

Para garantizar un sistema de ventilación eficiente y eficaz se tienen que complementar y trabajar juntas todas las áreas de la empresa, como planeamiento, operación y mantenimiento así se podrá facilitar la toma de soluciones o ideas para siempre mejorar las condiciones de trabajo y operación.

Cuando se determine la real importancia y necesidad de tener caracterizado el proceso de ventilación adecuado en la mina se propone además de la conformación de un grupo encargado del proceso de ventilación, este grupo de técnicos podrá tomar decisiones con verdadero alcance, porque deberá hacer los cálculos necesarios la monitorización de fallas, las propuestas de mejora y

mantenimiento con base en simulaciones y no en espera de errores no calculados .

No se puede considerar que mejorar y dar solución a los problemas del sistema de ventilación con equipos nuevos y con un grupo técnico altamente calificado generan un gasto, por el contrario es una inversión con mejoría evidente para las condiciones de trabajo y en la producción para la compañía, que además dará cumplimiento a los requerimientos legales, la normatividad vigente y que apuntará a que los gastos de la no calidad del proceso sean menores y no mayores como se ha podido evidenciar.



## BIBLIOGRAFIA

ALCALDIA DEL CARMEN DE ATRATO CHOCÓ. Nuestro municipio [en línea] <[http://www.elcarmendeatrato-choco.gov.co/informacion\\_general.shtml](http://www.elcarmendeatrato-choco.gov.co/informacion_general.shtml)> [citado el 23 de Noviembre de 2016]

ATICO MINING CORPORATION. Overview [en línea] <<http://aticomining.com/>> [citado el 20 de Noviembre de 2016]

CABAL, Vicente. Manual de Ventilación de minas. 1 ed. Madrid. Ministerio de Industria y Energía, Comisión de Seguridad minera. 1988. 670p.

CHASM CONSULTING. Ventsim Visual Guía de usuario. Volumen 1. Versión 4.0. Australia, 2016. 316p

CISTERNAS, Raúl. Monitoreo, control y automatización de sistemas de ventilación en minería subterránea. Chile. VDM LTDA. 2011. p9.

COLOMBIA, MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA. Decreto 1886 del 21 de Septiembre de 2015. Por el cual se establece el Reglamento de seguridad en las labores Mineras Subterráneas. Bogotá D.C, 2015. 82p.

CORDOBA, Cristian y ESCOBAR, Jorge Martin. Caracterizacion de sistemas de ventilacion en mineria subterranea. En: Boletín de ciencias de la tierra. Julio, 2011. Medellín, ISSN120-3630, p.73-81

GUACANEME MORA, Cristian. Petrografía y diagénesis a partir de núcleos de perforación de las rocas sedimentarias de la cuenca san juan, chocó. Trabajo de grado (Geólogo). Universidad de Caldas. Facultad de Ciencias Exactas y Naturales. 2011. 116p.

LECHNER J.Michel, et al. Amended Updated Mineral Resource Estimate El Roble Copper-Gold Project, Chocó Department, Colombia. Atico Mining Corporation. Vancouver.2015. 144p.

MCPHERSON, J, Michel. Subsurface Ventilation Engineering. Chairman, Mine Ventilation Services, Incorporated. Ed. 2. (2015). 834p.

ORTIZ B, Franklin. El Roble, un yacimiento de sulfuros masivos volcanogénicos. Universidad Nacional de Colombia. Medellín. 37p.



SMITH, Greg. Technical Report on the El Roble Project, Chocó Department, Colombia. Atico Mining Corporation. Vancouver. 2012. 92p.

TORNO, Susana, et al. Conventional and numerical models of blasting gas behavior in auxiliary ventilation of mining headings. En: Tunneling and Underground Space Technology. Diciembre, (2012) Vol 4. No. 34, p.73–81.

YANES, Ezequiel. Ventilación de minas. 1 ed. Santiago. Departamento de Seguridad minera, Subdirección Nacional de Minería, 1993. 208 p.

# ANEXOS

## ANEXO A. Tablas descripción maquinaria y equipos mina el roble

EQUIPO	DESCRIPCION- CARACTERISTICAS
<p><b>JUMBO SANDVIK DD321</b></p> 	<p>Taladro de dos brazos, de desarrollo electro-hidráulico está diseñado para sobresalir en condiciones exigentes y múltiples aplicaciones. Apto para un la perforación de frente, la perforación cruzada del corte y la perforación del barreno del perno.</p>
<p><b>JUMBO SANDVIK DD311</b></p> 	<p>Taladro de desarrollo electrohídrico de un solo brazo está diseñado para ofrecer la perforación precisa en secciones transversales de 40 m². Este jumbo ofrece controles que permiten un rendimiento de perforación preciso y eficiente.</p>

Estos jumbos utilizan barras metálicas de una longitud máxima de 14 pies (4.27 metros) y con una perforación efectiva del 90%; las longitudes realmente perforadas máximas son de 3.8 metros para cualquier tipo de material y una perforación mínima de 2.8 metros, todo esto considerando toda la sarta de perforación compuesta por el Shank, Barra de perforación; couple; y Broca; las brocas varían en diámetros y formas pero las más usadas en perforación de frentes son de 45 mm, 52 mm y para los barrenos rimados de 102 mm, conocida como rimadora.

EQUIPO	DESCRIPCION -CARACTERISTICAS
<p><b>Scoop – SANDVIK LH410 -S105</b></p> 	<p>Es un cargador flexible y preparado para la automatización con una capacidad de transporte de 10 toneladas métricas. Tiene un brazo de alta potencia para permitir mayores alturas de descarga y una carga más rápida.</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Capacidad 10000 kg</li> <li>• Capacidad de la cuchara 4 - 5.4 m3</li> <li>• Peso (funcionamiento) 26200 kg</li> <li>• Potencia del motor 220 kW-295HP</li> <li>• Velocidad 27 km / h</li> </ul>
<p><b>Scoop – SANDVIK LH307-S107 y S106</b></p> 	<p>La mina el roble cuenta con dos cargadores de este tipo.</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Capacidad 6700 kg</li> <li>• Capacidad de la cuchara 2.7 - 3.7 m3</li> <li>• Potencia del motor 150 Kw 201 HP</li> <li>• Velocidad 26 km / h</li> </ul>
<p><b>Scoop – CATERPILLAR R1600H</b></p> 	<p>Cargador alquilado por horas para trabajo especial en la mina el roble. Sus características más importantes son:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Capacidad 10200 kg</li> <li>• Capacidad de la cuchara 4,2 – 5,9 m3</li> <li>• Potencia del motor 208 Kw 279 HP</li> </ul> <p>Velocidad 22 km / h</p>
EQUIPO	DESCRIPCION - CARACTERISTICAS
<p><b>UNDERGROUND TRUCK – DUMPER SANDVIK TH320</b></p> 	<p>La mina cuenta con dos equipos de bajo perfil. Ambos con las mismas características</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Capacidad 20000 kg</li> <li>• Potencia del motor 240 kW - 321 HP</li> <li>• Velocidad 38 km / h</li> </ul>

EQUIPO	DESCRIPCION - CARACTERISTICAS
<p><b>TELEHANDLER JLG6000</b></p> 	<p>Utilizado para trabajos con Shotcrete, transporta el equipo SCHWING SP 500. Equipo para trabajo en altura, y sus características más importantes son:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Capacidad de elevación máxima: 6600 lb / 2993,71 kg</li> <li>• Altura de elevación máxima: 42 ft / 12.8</li> <li>• Alcance máximo: 29 ft / 8.84 m</li> <li>• 100HP</li> </ul>
<p><b>TELEHANDLER JCB 540-200</b></p> 	<p>Es uno de los equipos más nuevos que tiene la mina, tiene cabina acondicionada, un brazo telescópico de cinco secciones, que ofrece una altura de elevación de 66 pies, con base de llantas compacta y grandes ángulos de bloqueo de la dirección proporcionan un círculo de giro cerrado. Motor de 85 kw-113 HP</p>
<p><b>TELEHANDLER GENIE GTH-3007</b></p> 	<p>Utilizado para trabajos con RDC.</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Ligera y compacta, mide 1,81 m de anchura y 1,92 m de altura.</li> <li>• A pesar de su forma compacta, la cabina es muy espaciosa y confortable, con asiento regulable con suspensión, volante regulable, calefacción/ventilación.</li> </ul> <p>- 115 HP</p>



Los equipos descritos anteriormente (telehandler) no son propiedad de la empresa Miner S.A, son alquilados por contrato a empresas que prestan estos servicios, junto con los conductores. Muchas veces han presentado problemas mecánicos y frecuentemente tienen que ser cambiados o reparados en poco tiempo.

EQUIPO	DESCRIPCION
<p><b>SCHWING SP-500</b></p> 	<p>Equipo empleado para el lanzado de concreto en vía húmeda (Shotcrete). Equipo en frecuente movimiento.</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Caudal de hasta 45 yardas cúbicas por hora</li> <li>• Presión de hasta 1100 psi</li> <li>• Tamaño Máximo de Agregado de 1,5"</li> </ul>
<p><b>MIXER – CONCRETO -SHOTCRETE</b></p> 	<p>Vehículo con capacidad de 1.1m<sup>3</sup> de concreto lanzado. Se puede manejar en ambas direcciones para facilitar el tránsito por espacios y lugares difíciles de acceder, este equipo vierte el concreto a la Schwing SP 500.</p>
<p><b>SCHWING SP-2000</b></p> 	<p>Mescladora de Concreto utilizada para llevar el RDC desde el nivel 1880, hasta los diferentes tajos explotados. Este equipo es estacionario.</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Volumen de bombeo hasta 118 yds. cu. / hora</li> <li>• Presión máxima 1568 psi</li> <li>• Tamaño máximo de agregados 2.5"</li> </ul>
<p><b>MIXER – CONCRETO -RDC</b></p> 	<p>Mixer que transporta el RDC hasta la SCHWING SP 2000, tiene una capacidad de 8-9 m<sup>3</sup></p>



EQUIPO	DESCRIPCION
<b>RETROEXCAVADORA CAT 416E</b> 	<p>Equipo utilizado para remover el lodo que se presenta en la cuneta del Túnel principal 1880.</p>
<b>COMPACTADOR CAT-CS 533 E</b> 	<p>Equipo utilizado para mantener la vía principal (Rampa negativa) hasta cierto punto donde se tiene que tener una vía en condiciones óptimas para el paso de la maquinaria y diferentes equipos.</p>
<b>MOTONIVELADORA CAT 120K</b> 	<p>Equipo utilizado para nivelar la vía principal.</p>

EQUIPO	DESCRIPCION
<p><b>VOLQUETAS</b></p> 	<p>Se tienen 4 volquetas, las cuales tres son destinadas para el transporte de material, ya sea mineral o desmonte, y se tiene otra volqueta que solo realiza el transporte del lodo que se saca de la cuneta en el túnel principal.</p>
<p><b>CAMIONETAS- DIMAX 4X4</b></p> 	<p>La mina tiene a su disposición 6 camionetas Chevrolet Dimax 4x4, las cuales son usadas para el transporte de personal, materiales, y explosivos.</p>

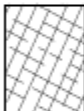



EQUIPO	DESCRIPCION
<p><b>BOMBAS (Tsurumi-Grindex)</b></p> 	<p>La mina cuenta con aproximadamente 21 bombas de agua para realizar el bombeo desde los frentes de extracción hasta las caras destinadas para esta labor, algunas se encuentran en un lugar específico, y otras son mantenidas en constante movimiento. Estas bombas tienen una potencia en promedio de 4 HP.</p>
<p><b>BOMBA Grundfos</b></p> 	<p>Cuenta con dos bombas estacionarias, las cuales funcionan para llevar el agua desde las cámaras de bombeo hasta el túnel principal.</p>

## ANEXO B. Tablas geo mecánicas- labores mineras temporales

(2m a 4m de alto)

<div> <div>MINA EL ROBLE</div> <div>SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (Modificado)</div> <div>a. LABORES MINERAS TEMPORALES</div> <div>(Ancho 2 a 3 m. y Alto 2 a 3 mts.)</div> </div>			
<div> <div>A</div> <div>SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL</div> <div>TIEMPO DE COLOCACION 24 MESES</div> </div>	<div> <div>B</div> <div>PERNO SISTEMATICO 1.60 x 1.60 mts.</div> <div>(Malla ocasional)</div> <div>TIEMPO DE COLOCACION 40 DIAS</div> </div>	<div> <div>C</div> <div>PERNO SISTEMATICO 1.60 x 1.60 mts.</div> <div>+ MALLA ELECTRO SOLDADA O SH + F (50m)</div> <div>TIEMPO DE COLOCACION 6 DIAS</div> </div>	<div> <div>D</div> <div>PERNO SIST. (1.2x1.2) + SH + F (50m)</div> <div>TIEMPO DE COLOCACION 10 Hrs</div> </div>
<div> <div>E</div> <div>SH + F (50m.) + SHOTTER A 0.5-1.5 M</div> <div>TIEMPO DE COLOCACION 8 HORAS</div> </div>	<div> <div>F</div> <div>SH + F (50m.) + ARCOS NORUEGOS A 0.5-1.5 M</div> <div>TIEMPO DE COLOCACION 2 HRS</div> </div>	<div> <div>G</div> <div>CIMBRAS METALICAS</div> <div>TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO</div> </div>	
<div> <div>ESTRUCTURA</div> <div>CONDICIONES</div> </div>			
<div> <div>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)</div> <div>SUPERFICIE DE LAS DIS CONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS.</div> <div>(Rc 100 A 250 Mpa)</div> <div>(SE ROMPE CONTRANTES O MAS GOLPES DE PICOTA)</div> </div>			
<div> <div>REGULAR (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA)</div> <div>DIS CONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc 50 A 100 Mpa)</div> <div>(SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</div> </div>			
<div> <div>POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAMENTE ALTERADA)</div> <div>DISCONTINUIDADES LISAS O CON ESTRIAS, MUY ALTERADA CON RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, RACURAS ABIERTAS (Rc 50 A 90 Mpa)</div> <div>(SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)</div> </div>			
<div> <div>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)</div> <div>SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc 5 A 25 Mpa)</div> <div>(SE INDENTA MAS DE 5 mm. O DESINTEGRA FACILMENTE)</div> </div>			
<div> </div>	<div> <div>MODERADAMENTE FRACTURADA</div> <div>MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES.</div> <div>(RQD = 50 - 75)</div> <div>(6 A 12 FRACT. POR METRO)</div> </div>	<div> <div>(A)</div> <div>F/B</div> <div>(A)</div> </div>	<div> <div>(A)</div> <div>F/R</div> <div>(B)</div> </div>
<div> </div>	<div> <div>MUY FRACTURADA.</div> <div>MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SIST. DE DISCONTINUIDADES.</div> <div>(RQD = 25 - 50)</div> <div>(12 A 20 FRACT. POR METRO)</div> </div>	<div> <div>(A)</div> <div>MF/B</div> <div>(B)</div> </div>	<div> <div>(C)</div> <div>MF/R</div> <div>(D)</div> </div>
<div> </div>	<div> <div>INTENSAMENTE FRACTURADA.</div> <div>PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES.</div> <div>(RQD = 0 - 25)</div> <div>(MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</div> </div>	<div> <div>(D)</div> <div>IF/R</div> <div>(E)</div> </div>	<div> <div>(E)</div> <div>IF/P</div> <div>(F)</div> </div>
<div> </div>	<div> <div>TRITURADA O BRECHADA</div> <div>LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS (SIN RQD)</div> </div>	<div> <div>(F)</div> <div>T/P</div> </div>	<div> <div>(F)</div> <div>T/MP</div> </div>

**ANEXO C. Tablas geo mecánicas- labores mineras temporales**  
(4m a 6m de alto)

MINA EL ROBLE		CONDICIONES				
SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (Modificado)						
a. LABORES MINERAS TEMPORALES (Ancho 5 a 6 m. y Alto 5 a 6 mts. )		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE PICKOTA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICKOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS O CON ESTRIAS, MUY ALTERADA CON RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, RIACIURAS ABIERTAS (Rc 40 A 90 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICKOTA)	MUY POBRE (BLANCA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIAS, MUY ALTERADA, RELLENO DE ARCILLAS BLANCAS (Rc 5 A 25 Mpa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm. O DESINTEGRA FACILMENTE)	
b. LABORES MINERAS PERMANENTES (Ancho 4 a 5 m y Alto 4 a 5 m)						
A	SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL					
B	PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 mts. (Malla ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 6 DIAS					
C	PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 mts. + MALLA ELECTROSOLDADA O SH + F (50m) TIEMPO DE COLOCACION 15 Horas					
D	PERNO SIST. (1.2x1.2) + SH (50m.) TIEMPO DE COLOCACION 2 Horas					
E	SH + F (50m.) + SHOTFER A 0.5-1.5 M TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO					
F	SH + F (50m.) + ARCOS NORUEGOS A 0.5-1.5 M TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO					
G	CIMBRAS METALICAS TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO					
ESTRUCTURA						
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUI- DADES ORTOGONALES. (RQD = 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	(A)	(A)	(C)		
	MUY FRACTURADA, MODERADAMENTE TRABADA, PAR- CIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SIST. DE DISCONTINUIDADES. (RQD = 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	(F/B)	(F/R)	(F/P)		
	INTENSAMENTE FRACTURADA, PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTER- CEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD = 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	(A)	(C)	(D)	(E)	
	TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS (SIN RQD)	(B)	(D)	(E)	(F)	(F)
		(MF/B)	(MF/R)	(MF/P)	(MF/MP)	

## ANEXO D. Aforos de ventilación mes agosto

				Medición de velocidades											CAUDAL					
FECHA	AFORO	Nivel	Ubicación	v1	v2	v3	v4	v5	v6	v7	v8	v9	Vel. Prom. m/s	Seccion (m2)	m3/s	m3/min	cfm	DIRECCIÓN	T°C	HR%
28/08/2016	V1	2100	Bocamina NV 2100	1,69	1,75	1,69	1,52	1,82	1,84	1,43	1,57	1,31	1,624	7,50	12,18	731,00	25.815	Sale	28,0	82,3
28/08/2016	Auxiliar	2100	NV-2100	1,78	1,25	1,16	2,12	1,72	1,24	1,68	1,32	1,08	1,483	7,50	11,13	667,50	23.573	Sale	23,8	98,8
28/08/2016	V4	2000	Bocamina NV 2000	1,30	1,52	1,70	1,83	1,77	1,80	1,50	1,61	1,37	1,600	6,00	9,60	576,00	20.341	Sale	23,8	99,9
28/08/2016	Auxiliar	2100	NV-2000	1,24	1,10	1,05	0,96	0,99	0,92	1,25	1,15	0,98	1,071	6,00	6,43	385,60	13.617	Sale	24,1	99,7
28/08/2016	V6	1880	Bocamina NV 1880	0,85	0,84	0,85	0,8	0,75	0,68	0,81	0,83	0,85	0,807	26,73	21,56	1293,73	45.688	Entra	21,8	64,3
28/08/2016	V7	1880	Sub estación eléctrica	0,65	0,85	0,7	0,8	0,87	0,6	0,5	0,9	0,7	0,730	26,00	18,98	1138,80	40.216	Entra	19,6	88,4
28/08/2016	V8	1880	Oficina de mina	0,5	0,7	0,6	0,5	0,48	0,4	0,6	0,68	0,76	0,580	6,35	3,68	220,81	7.798	Entra	20,9	84
28/08/2016	V9	1880	Rampa + al piso 3	0,03	0,12	0,2	0,18	0,1	0,1	0,1	0,06	0,1	0,110	23,9	2,63	157,74	5.571	Entra	20,6	86
30/08/2016	V14	1868	RP 1895-488 Antes de bodega Omersa	0,4	0,4	0,7	0,6	0,5	0,3	0,55	0,4	0,1	0,439	24,5	10,75	645,17	22.784	Entra	24,1	80,6
30/08/2016	V16	1860	RP 1895-488 Antes de entrada a 860	0,8	0,4	0,9	0,5	0,45	0,4	0,6	0,7	0,35	0,567	24	13,60	816,00	28.817	Entra	25,0	82
30/08/2016	V19	1847	RP 1895-488 Más abajo de 855	0,14	0,13	0,29	0,22	0,15	0,23	0,51	0,43	0,39	0,277	16,6	4,59	275,56	9.731	Entra	27,7	81,8
30/08/2016	V20	1812	RP 1895-488 Antes del 1812	0,24	0,17	0,31	0,29	0,4	0,3	0,28	0		0,249	19,35	4,81	288,80	10.199	Entra	30,8	79,6
30/08/2016	V21	1812	RP 1895-488 Más abajo del 1812	0,08	0,13	0,21	0,27	0,11	0,13	0,05	0,06	0,05	0,121	17,6	2,13	127,89	4.517	Entra	29,5	86,6
30/08/2016	V22	1797	RP 1895-488 Antes del 1797	0,43	0,48	0,34	0,67	0,36	0,34	0,26	0,35	0,25	0,387	17,6	6,81	408,32	14.420	Entra	31,8	83,7
30/08/2016	V23	1792	Acceso a1792	0,18	0,05	0,11	0,08	0,14	0,16	0,08	0,04	0,18	0,113	17,6	1,99	119,68	4.226	Entra	30,5	90
30/08/2016	Auxiliar	1792	GA 1776	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0,000	17,6	0,00	0,00	0	Entra	31,8	81

## ANEXO E. Aforos de ventilación mes septiembre

				Medición de velocidades											CAUDAL					
FECHA	AFORO	Nivel	Ubicación	v1	v2	v3	v4	v5	v6	v7	v8	v9	Vel. Prom. m/s	Seccion (m2)	m3/s	m3/min	cfm	DIRECCIÓN	T°C	HR%
12/09/2016	V1	2100	Bocamina NV 2100	1,20	1,30	1,10	1,25	1,10	1,15	1,20	1,40	1,45	1,239	7,50	9,29	557,50	19.688	Sale	28,0	82,3
12/09/2016	Auxiliar	2100	NV 2100	0,66	0,56	0,77	0,59	0,78	0,41	0,67	0,68	0,72	0,649	5,75	3,73	223,87	7.906	Sale	28,0	82,3
25/09/2016	V4	2000	Bocamina NV 2000	1,18	1,20	1,30	1,26	1,14	1,31	1,19	1,45	1,24	1,252	6,00	7,51	450,80	15.920	Sale	24,7	98,1
12/09/2016	V6	1880	Bocamina NV 1880	0,92	0,88	0,69	0,58	0,71	0,86	0,85	0,82	0,91	0,802	26,73	21,44	1286,60	45.436	Sale	18,7	83,8
25/09/2016	V7	1880	Sub estación eléctrica	1,00	0,90	0,85	0,8	0,68	0,70	0,84	0,75	0,75	0,808	26,00	21,00	1260,13	44.501	Entra	18,8	87
25/09/2016	V8	1880	Oficina de mina	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,500	2,00	1,00	60,00	2.119	Sale	25,0	90,3
25/09/2016	Auxiliar	2000	Acceso al Alimak 1	0,98	0,94	0,85	0,77	1,05	0,63	0,77	0,87	0,85	0,857	8,58	7,35	441,01	15.574	Sale	27,7	93,7
25/09/2016	V9	1880	Rampa + al piso 3	0,05	0,1	0,05	0,1	0,05	0,1	0,05	0,1	0,05	0,072	23,9	1,73	103,57	3.657	Entra	24,8	93,7
25/09/2016	V14	1868	RP 1895-488 Antes de bodega Omersa	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,800	24,5	19,60	1176,00	41.530	Entra	24,3	91
25/09/2016	V16	1860	RP 1895-488 Antes de entrada a 860	0,98	0,86	0,79	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,826	24	19,81	1188,80	41.982	Entra	23,4	84,7
25/09/2016	V19	1847	RP 1895-488 Más abajo de 855	1,22	1,13	1,22	1,13	1,22	1,13	1,22	1,13	1	1,156	16,6	19,18	1150,93	40.645	Entra	28,1	74,5
25/09/2016	V20	1812	RP 1895-488 Antes del 1812	0,84	0,61	0,84	0,61	0,84	0,61	0,84	0,61	0,5	0,700	19,35	13,55	812,70	28.700	Entra	26,8	80
25/09/2016	V21	1812	RP 1895-488 Más abajo del 1812	0,8	0,78	0,85	0,8	0,78	0,85	0,75	0,8	0,8	0,801	17,6	14,10	845,97	29.875	Entra	29,1	83
25/09/2016	V22	1797	RP 1895-488 Antes del 1797	1	0,69	0,79	1	0,69	0,79	1	0,69	0,79	0,827	17,6	14,55	872,96	30.828	Entra	28,3	84
25/09/2016	V23	1792	Acceso a1792	0,65	0,7	0,5	0,65	0,7	0,5	0,65	0,7	0,5	0,617	15,75	9,71	582,75	20.580	Entra	28,6	86
25/09/2016	V24	1776	Acceso a1776	0,3	0,2	0,35	0,3	0,2	0,25	0,32	0,4	0,2	0,280	15,75	4,41	264,60	9.344	Entra	28,6	86

## ANEXO F. Aforos de ventilación mes octubre

				Medición de velocidades											CAUDAL					
FECHA	AFORO	Nivel	Ubicación	v1	v2	v3	v4	v5	v6	v7	v8	v9	Vel. Prom. m/s	Seccion (m2)	m3/s	m3/min	cfm	DIRECCIÓN	T-C	HR%
05/10/2016	Auxiliar	2100	NV-2100	1,78	1,25	1,16	2,12	1,72	1,24	1,68	1,32	1,08	1,483	7,50	11,13	667,50	23.573	Sale	27,90	98,8
05/10/2016	Auxiliar	2100	NV-2100	1,24	1,10	1,05	0,96	0,99	0,92	1,25	1,15	0,98	1,071	7,50	8,03	482,00	17.022	Sale	24,10	99,7
05/10/2016	V1	2100	Bocamina NV 2100	1,80	1,75	1,69	1,52	1,82	1,84	1,43	1,87	1,90	1,736	7,50	13,02	781,00	27.581	Sale	28,00	82,3
05/10/2016	V4	2000	Bocamina NV 2000	1,60	1,52	1,54	1,83	1,77	1,56	1,50	1,61	1,93	1,651	6,00	9,91	594,40	20.991	Sale	23,8	99,9
05/10/2016	V6	1880	Bocamina NV 1880	1	1,3	1,31	1,1	1,12	1,2	1	0,83	0,85	1,079	26,73	28,84	1730,32	61.106	Entra	21,8	64,3
05/10/2016	V7	1880	Sub estación eléctrica	0,9	1,2	1	1	0,83	1,1	1,1	0,9	0,83	0,984	26,00	25,60	1535,73	54.234	Entra	19,6	88,4
05/10/2016	V8	1880	Oficina de mina	0,84	0,7	0,6	0,68	0,78	0,85	0,6	0,4	0,3	0,639	6,35	4,05	243,23	8.589	Entra	20,9	85
05/10/2016	V9	1880	Rampa + al piso 3	0,02	0,03	0,2	0,18	0,1	0,15	0,1	0,06	0,1	0,104	23,9	2,50	149,77	5.289	Entra	20,6	89
15/10/2016	V14	1868	RP 1895-488 Antes de bodega Omersa	0,45	0,35	0,65	0,55	0,57	0,4	0,34	0,45	0,15	0,434	24,5	10,64	638,63	22.553	Entra	24,1	80,6
15/10/2016	V16	1860	RP 1895-488 Antes de entrada a 860	0,9	0,5	0,8	0,6	0,55	0,45	0,65	0,77	0,3	0,613	24	14,72	883,20	31.190	Entra	25	88
15/10/2016	V19	1847	RP 1895-488 Más abajo de 855	0,13	0,14	0,3	0,26	0,14	0,25	0,52	0,44	0,4	0,287	16,6	4,76	285,52	10.083	Entra	27,7	81,8
15/10/2016	V20	1812	RP 1895-488 Antes del 1812	0,25	0,18	0,32	0,3	0,45	0,35	0,3	0,27	0,3	0,302	19,35	5,85	350,88	12.391	Entra	30,8	79,6
15/10/2016	V21	1812	RP 1895-488 Más abajo del 1812	0,1	0,13	0,22	0,3	0,12	0,14	0,1	0,08	0,05	0,138	19,35	2,67	159,96	5.649	Entra	29,5	86,6
15/10/2016	V22	1797	RP 1895-488 Antes del 1797	0,44	0,6	0,43	0,76	0,36	0,34	0,34	0,35	0,25	0,430	19,35	8,32	499,23	17.630	Entra	31,8	83,7
15/10/2016	V23	1792	Acceso a1792	0,21	0,09	0,11	0,08	0,14	0,16	0,09	0,04	0,18	0,122	19,35	2,37	141,90	5.011	Entra	30,5	90
15/10/2016	Auxiliar	1792	RP-AUX	0,15	0,33	0,33	0,28	0,56	0,32	0,18	0,25	0,13	0,281	19,35	5,44	326,37	11.526	Retorno	31	88
15/10/2016	Auxiliar	1792	GA 1776	0,4	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,5	0,56	0,34	0,400	15,75	6,30	378,00	13.349	Entra	29	88



**ANEXO G. Promedio de horas de desplazamiento entre niveles para los equipos-  
jumbo 3-21 y jumbo 3-11**

Mes/ Jumbo	Horas desplazamiento entre niveles (h)
<b>Junio</b>	<b>32</b>
<b>DD321</b>	19
<b>DD311</b>	13
<b>Julio</b>	<b>38</b>
<b>DD321</b>	28
<b>DD311</b>	10
<b>Agosto</b>	<b>43</b>
<b>DD321</b>	25
<b>DD311</b>	18
<b>Septiembre</b>	<b>50</b>
<b>DD321</b>	30
<b>DD311</b>	20

RESUMEN	
JUMBO	Horas desplazamiento entre niveles (h)
<b>DD321</b>	<b>26</b>
<b>DD311</b>	<b>15</b>

**ANEXO H. Promedio de horas trabajadas para Scoop 307-s106- Scoop 307-s107 y Scoop 410-s105**

CALCULO HORAS TRABAJADAS - SCOOP - MINA EL ROBLE															
Mes/ Scoop	Horas mensuales	Horas trabajadas Mensuales	Horas abastecimiento combustible (h)	Acumulación desmonte interior mina (h)	Acumulación mineral interior mina (h)	Carguío volquetas (h)	Desat e de rocas(h)	Desplazamiento entre niveles (h)	limpieza de cunetas (h)	limpieza de frentes (h)	limpieza de vías(h)	Relleno detrítico(h)	traslado materiales(h)	Traslado materiales botadero (h)	Otros
<b>JUNIO</b>	504	<b>633</b>	<b>16,9</b>	<b>48,3</b>	<b>12,5</b>	<b>92</b>	<b>1,3</b>	<b>26,3</b>	<b>19,6</b>	<b>259,5</b>	<b>27,1</b>	<b>30,1</b>	<b>14,8</b>	<b>5,7</b>	<b>78,8</b>
SCOOP 307-S106	504	<b>201,3</b>	5	12,3	1,2	20,6	0,3	4,1	6,4	94,2	4,9	13,2	0,4	1,5	37,2
SCOOP 307-S107	504	<b>178</b>	2,7	22,4	9,7	14,2	1	6,5	4,2	68,7	15,7	8,1	0,6	4,2	20
SCOOP 410-S105	504	<b>232</b>	9,2	13,6	1,6	57,2	0	15,7	9	96,6	6,5	8,8	13,8	0	21,6
<b>JULIO</b>	504	<b>590</b>	<b>14,1</b>	<b>37,2</b>	<b>25,1</b>	<b>139,6</b>	<b>2</b>	<b>24,8</b>	<b>11,1</b>	<b>254,1</b>	<b>38,3</b>	<b>34,7</b>	<b>5,4</b>	<b>3,9</b>	<b>108</b>
SCOOP 307-S106	504	<b>213,5</b>	2,7	12,9	8,9	24,2	0,2	1,8	3,2	101,8	7,3	13,7	1,7	2,5	32,6
SCOOP 307-S107	504	<b>221,3</b>	3,8	19,4	14,2	21,8	0,8	6,9		90,7	20,1	14,1	3,2	1,4	24,9
SCOOP 410-S105	504	<b>263,5</b>	7,6	4,9	2	93,6	1	16,1	7,9	61,6	10,9	6,9	0,5	0	50,5
<b>AGOSTO</b>	504	<b>681</b>	<b>13,7</b>	<b>43,5</b>	<b>27,3</b>	<b>157,3</b>	<b>6</b>	<b>28,2</b>	<b>56,2</b>	<b>273,3</b>	<b>29,2</b>	<b>36,5</b>	<b>7</b>	<b>3,2</b>	<b>108,5</b>
SCOOP 307-S106	504	<b>232</b>	6,7	3,2	8,6	5,6	2	4,4	20,5	119,1	4,9	15,9	2,1	3,2	36,1
SCOOP 307-S107	504	<b>252</b>	3,2	17,7	12,2	5,3	1	10,6	5,7	106,3	20,1	17,4	4,5	0	48,4
SCOOP 410-S105	504	<b>305</b>	3,8	22,6	6,5	146,4	3	13,2	30	47,9	4,2	3,2	0,4	0	24
<b>SEPTIEMBRE</b>	504	<b>691</b>	<b>16,8</b>	<b>42,1</b>	<b>30,3</b>	<b>167,4</b>	<b>1,7</b>	<b>27,4</b>	<b>56,2</b>	<b>266,8</b>	<b>36,6</b>	<b>35,9</b>	<b>7,1</b>	<b>3,2</b>	<b>102,4</b>
SCOOP 307-S106	504	<b>225</b>	6,5	3,5	8,3	6,9	1	4,2	20,5	115,8	6,9	15,9	2,2	3,2	32,6
SCOOP 307-S107	504	<b>239</b>	3,5	18,2	15,2	10,3	0,7	8,4	5,7	100,3	22,8	17,4	5,4	0	30,7
SCOOP 410-S105	504	<b>330</b>	6,8	20,4	6,8	150,2	0	14,8	30	50,7	6,9	2,6	1,7	0	39,1

## ANEXO I. Promedio de horas trabajadas para Dumper 01 y Dumper 02

CALCULO HORAS TRABAJADAS - DUMPER - MINA EL ROBLE								
Mes/ Dumpers	Horas trabajadas Mensuales	Horas abastecimiento combustible (h)	Acumulacion desmonte interior mina (h)	Acumulacion mineral interior mina (h)	Desplazamiento entre niveles (h)	Translado materiales CANCHA 1(h)	Translado materiales CANCHA 2(h)	Translado materiales CANCHA 3(h)
<b>JUNIO</b>	<b>126</b>	<b>9,9</b>	<b>34,7</b>	<b>15,4</b>	<b>13,4</b>	<b>18,8</b>	<b>24,6</b>	<b>9,4</b>
DUMPER 01	53,7	5,3	12,3	5,7	6,9	7,8	10,4	5,3
DUMPER 02	65	4,6	22,4	9,7	6,5	5,7	11,4	4,7
<b>JULIO</b>	<b>120</b>	<b>11,2</b>	<b>32,3</b>	<b>23,1</b>	<b>12,6</b>	<b>14</b>	<b>20,9</b>	<b>5,9</b>
DUMPER 01	55,6	6,1	12,9	8,9	5,7	8,3	10,2	3,5
DUMPER 02	64,4	5,1	19,4	14,2	6,9	5,7	10,7	2,4
<b>AGOSTO</b>	<b>122</b>	<b>10,9</b>	<b>23,1</b>	<b>20,8</b>	<b>21,5</b>	<b>13,5</b>	<b>21,8</b>	<b>10</b>
DUMPER 01	57	5,3	5,4	8,6	10,9	10,5	11,8	4,1
DUMPER 02	72	5,6	17,7	12,2	10,6	8,3	12,8	5,3
<b>SEPTIEMBRE</b>	<b>142</b>	<b>11,4</b>	<b>24,5</b>	<b>23,5</b>	<b>27,3</b>	<b>15,1</b>	<b>30</b>	<b>10,5</b>
DUMPER 01	63	6,5	6,3	8,3	12,6	9,4	14,7	5,3
DUMPER 02	79	4,9	18,2	15,2	14,7	5,7	15,3	5,2

RESUMEN	
SCOOP	Promedio horas Trabajadas Mensuales
SCOOP 307-S106	218
SCOOP 307-S107	223
SCOOP 410-S105	283

RESUMEN	
DUMPER	Promedio Horas trabajadas mensuales
DUMPER 01	57
DUMPER 02	70

# ANEXO J. Requerimiento de aire total de la maquinaria y equipos mina el roble

## REQUERIMIENTO DE AIRE MAQUINARIA-FLOTA DE EQUIPOS NIVEL 1880

EQUIPO	AREA	HP	CANTIDAD EN MINA	NORMA(m3/min)	REQUERIMIENTO NTO (m3/min)	REQUERIMIENTO NTO (CFM)	HORAS LABORADAS MES	HORAS LABORADAS DIA	% OPERACIÓN DIA	REQUERIMIENTO NTO CORREGIDO (m3/min)	REQUERIMIENTO NTO CORREGIDO (CFM)
JUMBO DD-311	Miner	83	1	4	332,32	11.736	25,5	0,85	4,47%	14,87	525,03
JUMBO DD-321	Miner	147	1	4	589,6	20.822	15,3	0,51	2,68%	15,77	557,07
SCOOP 307-S106	Miner	295	1	6	1770	62.508	218,1	7,27	38,26%	677,26	23.917,36
SCOOP 307-S107	Miner	201	1	6	1206	42.590	222,6	7,42	39,05%	470,92	16.630,60
SCOOP 410-S105	Miner	201	1	6	1206	42.590	282,7	9,42	49,59%	598,08	21.121,22
SCOOP CAT - R1600H	Contratista	279	1	6	1672,32	59.058	200,0	6,67	35,09%	586,78	20.722,10
DUMPER 01	Miner	310	1	4	1240	43.791	57,2	1,91	10,04%	124,54	4.398,27
DUMPER 02	Miner	310	1	4	1240	43.791	70,3	2,34	12,33%	152,88	5.398,92
TELEHANDLER JLG6000	Contratista	100	1	4	400	14.126	240	8,00	42,11%	168,42	5.947,79
TELEHANDLER JCB-540-200	Contratista	113	1	4	452	15.962	240	8,00	42,11%	190,32	6.721,00
TELEHANDLER GENIE GTH-3007	Contratista	115	1	4	460	16.245	240	8,00	42,11%	193,68	6.839,96
MOTONIVELADORA CAT 120K	Contratista	145	1	4	580	20.483	36	1,20	6,32%	36,63	1.293,64
RETROEXCAVADORA CAT 416E	Contratista	96	1	4	384	13.561	36	1,20	6,32%	24,25	856,48
COMPACTADORA CAT CS 533E	Contratista	130	1	4	519,92	18.361	30	1,00	5,26%	27,36	966,37
SCHWING SP 500	Miner	72	1	4	288	10.171	96	3,20	16,84%	48,51	1.712,96
Mixer - SHOTCRETE	Miner	140	2	4	1120	39.553	96,0	3,20	16,84%	188,63	6.661,52
SCHWING SP 2000	Miner	174	1	4	696	24.579	100	3,33	17,54%	122,11	4.312,15
Mixer RDC	Miner	350	2	4	2800	98.882	150,0	5,00	26,32%	736,84	26.021,58
VOLQUETAS	Miner	335	4	4	5360	189.288	78,0	2,60	13,68%	733,47	25.902,62
CAMIONETAS PERSONAL	Miner	129	6	4	3096	109.335	100,0	3,33	17,54%	543,16	19.181,62
TOTAL REQUERIMIENTO POR EQUIPOS		3.642,1			25412,16	897.430				5.654	199.688

## ANEXO K. Cobertura de aire actual mina el roble

### BALANCE GENERAL INGRESOS, SALIDAS Y REQUERIMIENTO DE AIRE - MINA EL ROBLE

#### 1. INGRESOS DE AIRE

AFORO	NIVEL	UBICACIÓN	VEL. PROM.	ÁREA	CAUDAL
			m/s	m2	cfm
AFORO V6	1880	Bocamina NV 1880	0,90	26,7	50.747
				<b>TOTAL</b>	<b>50.747</b>

#### 2. SALIDAS DE AIRE

AFORO	NIVEL	UBICACIÓN	VEL. PROM.	ÁREA	CAUDAL
			m/s	m2	cfm
AFORO V4	2000	Bocamina NV 2000	1,50	6	19.083
AFORO V1	2100	Bocamina NV 2100	1,53	7,5	24.362
				<b>TOTAL</b>	<b>43.445</b>

#### 4. REQUERIMIENTO DE AIRE TOTAL

m3/min	cfm
7.921	279.705

#### 5. RESUMEN

RESUMEN	Caudal (cfm)
INGRESO DE AIRE FRESCO	50.747
SALIDA DE AIRE VICIADO	43.445
REQUERIMIENTO DE AIRE	279.705
<b>% COBERTURA</b>	<b>16%</b>

### ANEXO L. Cobertura de aire propuesta mina el roble

ESTIMACIÓN DE LA NUEVA COBERTURA CON EL NUEVO CIRCUITO Y DISPOSICIÓN DE VENTILADORES				
VENTILADORES - CATEGORIA	Número	Capacidad (CFM)	TIPO	OBSERVACIÓN
PRINCIPAL	1	200.000	EXTRACTOR	Nuevo ventilador
PRINCIPAL	1	50.000	EXTRACTOR	Se tiene el ventilador
PRINCIPAL	1	30.000	EXTRACTOR	Se tiene el ventilador
<b>NUEVA EXTRACCIÓN</b>		<b>280.000</b>		

COBERTURA PROYECTADA	100%
Requerimiento	279.705
Salida	280.000

RESUMEN	Caudal (cfm)
INGRESO DE AIRE FRESCO	50.747
SALIDA DE AIRE VICIADO *	260.000
REQUERIMIENTO DE AIRE	279.705
<b>% COBERTURA</b>	<b>93%</b>

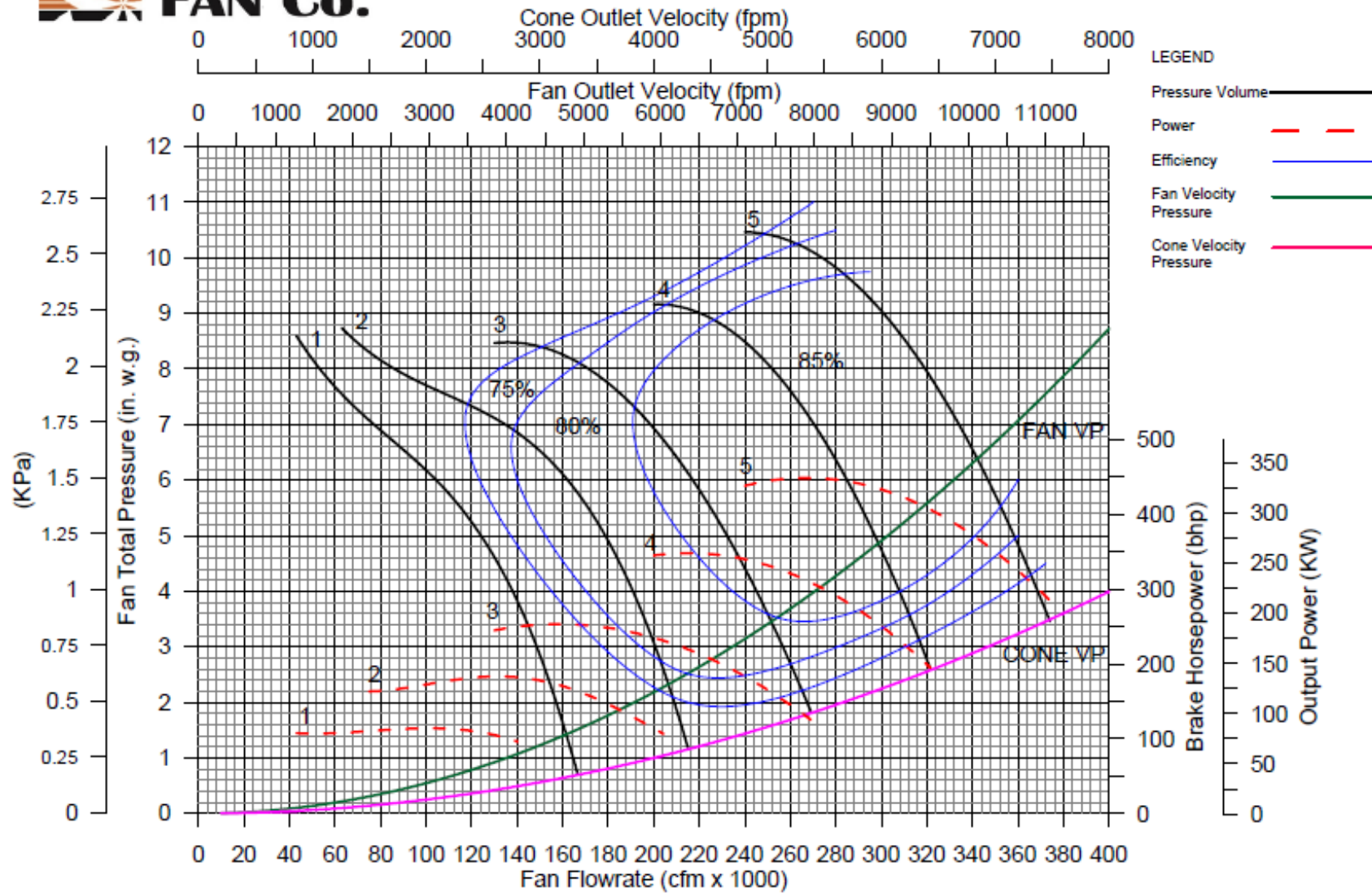
\*Ajuste del 10%



**SPENDRUP  
FAN Co.**

**Model 200-080-1200-A-2**

Fan Diameter 78.75 inches  
Air Density 0.075 lbs./cu. ft.





## ANEXO N. Costo consumo de ventilación total actual mina el roble

EQUIPO	COD.	UBICACIÓN	CAUDAL (cfm)	CAUDAL (m3/s)	POTENCIA (HP)	POTENCIA (Kw)	HORAS TRABAJADAS POR MES*	CONSUMO (Kw/mes)	COSTO (Kw/mes)	COSTO (Kw/día)	COSTO (Kw/Hora)
VENTILADOR #1	VE -01	VE-810	10.000	5	10	7,46	310	2.313	\$ 555.024	\$ 18.501	\$ 974
VENTILADOR #2	VE -02	NIVEL 2000	10.000	5	10	7,46	310	2.313	\$ 555.024	\$ 18.501	\$ 974
VENTILADOR #3	VE -03	VE-813	10.000	5	10	7,46	86	642	\$ 153.974	\$ 5.132	\$ 270
VENTILADOR #4	VE -04	CHIMENEA CAMINO-855	20.000	9	15	11,19	458	5.125	\$ 1.230.005	\$ 41.000	\$ 2.158
VENTILADOR #5	VE -05	NIVEL 2000	30.000	14	75	55,95	605	33.850	\$ 8.123.940	\$ 270.798	\$ 14.253
VENTILADOR #6	VE -06	VE-814	30.000	14	75	55,95	633	35.416	\$ 8.499.924	\$ 283.331	\$ 14.912
VENTILADOR #7	VE -07	RAMPA NEGATIVA -860	50.000	24	250	186,5	474	88.401	\$ 21.216.240	\$ 707.208	\$ 37.221
VENTILADOR #8	VE -08	VE-817	30.000	14	75	55,95	311	17.400	\$ 4.176.108	\$ 139.204	\$ 7.327
VENTILADOR #9	VE -09	VE-773	20.000	9	15	11,19	609	6.815	\$ 1.635.530	\$ 54.518	\$ 2.869
VENTILADOR #10	VE -10	CHIMENEA 1792-860	20.000	9	15	11,19	532	5.953	\$ 1.428.739	\$ 47.625	\$ 2.507
VENTILADOR #11	VE -11	GALERIA 1792	30.000	14	75	55,95	661	36.983	\$ 8.875.908	\$ 295.864	\$ 15.572
VENTILADOR #12	VE -12	NV-2100	30.000	14	75	55,95	334	18.687	\$ 4.484.952	\$ 149.498	\$ 7.868

\*Resultados mes Septiembre

\$ 60.935.369

\$ 2.031.179

\$ 106.904

COSTO kw por Hora	\$ 240
-------------------	--------

TOTAL CONSUMO MES

TOTAL CONSUMO DIA

TOTAL CONSUMO HORA

## ANEXO O. Costo consumo de ventilación principal extractora actual mina el roble

VENTILACION PRINCIPAL EXTRACCION DE AIRE VICIADO - CIRCUITO ACTUAL											
EQUIPO	COD.	UBICACIÓN	CAUDAL (cfm)	CAUDAL (m3/s)	POTENCIA (HP)	POTENCIA (kw)	HORAS TRABAJADAS POR MES*	CONSUMO (kw/mes)	COSTO (kw/mes)	COSTO (kw/día)	COSTO (kw/Hora)
VENTILADOR #5	VE -05	NIVEL 2000	30.000	14	75	55,95	605	33.850	\$ 8.123.940	\$ 270.798	\$ 14.253
VENTILADOR #7	VE -07	RAMPA NEGATIVA -860	50.000	24	250	186,5	474	88.401	\$ 21.216.240	\$ 707.208	\$ 37.221
VENTILADOR #12	VE -12	NV-2100	30.000	14	75	55,95	334	18.687	\$ 4.484.952	\$ 149.498	\$ 7.868

\$ 33.825.132

\$ 1.127.504

\$ 59.342

TOTAL CONSUMO MES

TOTAL CONSUMO DIA

TOTAL CONSUMO HORA

ANEXO P. Costo consumo de ventilación principal extractora propuesta mina el roble

VENTILACION PRINCIPAL EXTRACCION DE AIRE VICIADO -CIRCUITO PROPUESTO											
EQUIPO	COD.	UBICACIÓN	CAUDAL (cfm)	CAUDAL (m3/s)	POTENCIA (HP)	POTENCIA (Kw)	HORAS TRABAJADAS POR MES	CONSUMO (Kw/mes)	COSTO (kw/mes)	COSTO (kw/dia)	COSTO (kw/Hora)
VENTILADOR #5	VE -05	NIVEL 2000	30.000	14	75	55,95	605	33.850	\$ 8.123.940	\$ 270.798	\$ 14.253
VENTILADOR #7	VE -07	RAMPA NEGATIVA - 860	50.000	24	250	186,5	474	88.401	\$ 21.216.240	\$ 707.208	\$ 37.221
VENTILADOR #13	VE-12	NV-2000	200.000	94	250	186,5	600	111.900	\$ 26.856.000	\$ 895.200	\$ 47.116
Se va a eliminar el ventilador El tigre de 30.000 cfm									\$ 56.196.180	\$ 1.873.206	\$ 98.590
									TOTAL CONSUMO MES	TOTAL CONSUMO DIA	TOTAL CONSUMO HORA

## ANEXO Q. Costo producción, nómina y equipos alquilados mina el roble

COSTO PRODUCCION					
Producción T/m	COSTO (US)T/mes	COSTO producción mensual (US)	COSTO producción DIA (US)	COSTO producción HORA (US)	COSTO producción HORA (COP)
900	\$ 90	\$ 81.000	\$ 2.700	\$ 142	\$ 426.316

COSTO NOMINA INTERIOR MINA	
PROMEDIO SALARIO MESNUAL PERSONAL (COP)	\$ 1.500.000
NUMERO DE TRABAJADORES INTERIOR MINA	50
SALARIO MENSUAL TOTAL TRABAJADORES (COP)	\$ 75.000.000
SALARIO DIA (COP)	\$ 2.500.000
SALARIO HORA(COP)	\$ 131.579

COSTO EQUIPOS ALQUILADOS			
EQUIPO	COSTO FIJO MENSUAL	COSTO FIJO DIARIO	COSTO FIJO HORA
TELEHANDLER JLG6000	\$ 7.000.000	\$ 233.333	\$ 12.281
TELEHANDLER JCB-540-200	\$ 10.000.000	\$ 333.333	\$ 17.544
TELEHANDLER GENIE GTH-3007	\$ 7.000.000	\$ 233.333	\$ 12.281
MOTONIVELADORA CAT 120K	\$ 4.000.000	\$ 133.333	\$ 7.018
RETROEXCAVADORA CAT 416E	\$ 5.000.000	\$ 166.667	\$ 8.772
COMPACTADORA CAT CS 533 E	\$ 4.000.000	\$ 133.333	\$ 7.018
TOTAL	\$ 37.000.000	\$ 1.233.333	\$ 64.912

## **ANEXO R. Planos**

**PLANO 1. NIVEL 2000**

**PLANO 2. NIVEL 1847**

**PLANO 3. NIVEL 1832**

**PLANO 4. NIVEL 1823**

**PLANO 5. NIVEL 1797**

**PLANO 6. NIVEL 1792**

**PLANO 7. NIVEL 1776**

**PLANO 8. ISOMETRICO DE VENTILACIÓN ACTUAL**

**PLANO 9. ISOMÉTRICO DE VENTILACIÓN PROPUESTO**